



**Уральский
федеральный
университет**

имени первого Президента
России Б.Н. Ельцина

**Институт новых материалов
и технологий**

**В. А. ПАВЛОВ
Е. Ю. ЛОЗОВАЯ
А. А. БАБЕНКО**

СПЕЦЭЛЕКТРОМЕТАЛЛУРГИЯ СТАЛЕЙ И СПЛАВОВ

Учебное пособие

Министерство образования и науки Российской Федерации
Уральский федеральный университет
имени первого Президента России Б. Н. Ельцина

В. А. Павлов, Е. Ю. Лозовая, А. А. Бабенко

СПЕЦЭЛЕКТРОМЕТАЛЛУРГИЯ СТАЛЕЙ И СПЛАВОВ

Учебное пособие

Рекомендовано методическим советом
Уральского федерального университета
для студентов вуза, обучающихся
по направлениям подготовки
22.03.02, 22.04.02 — Металлургия

Екатеринбург
Издательство Уральского университета
2018

УДК 669.187(075.8)

ББК 34.327.4я73

П12

Рецензенты:

д-р техн. наук, проф. Е. В. Протопопов, канд. техн. наук, доц. С. В. Фейлер (кафедра металлургии черных металлов ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет»);

канд. техн. наук, ст. науч. сотр. О. В. Заякин (ФГБУН институт металлургии Уральского отделения Российской академии наук)

Научный редактор — канд. техн. наук, доц. А. В. Жданов

Павлов, В. А.

П12 Спецэлектрометаллургия сталей и сплавов : учебное пособие / В. А. Павлов, Е. Ю. Лозовая, А. А. Бабенко. — Екатеринбург : Изд-во Урал. ун-та, 2018. — 168 с.

ISBN 978-5-7996-2395-1

В пособии изложены теоретические и технологические основы специальных процессов электроплавки металлов и сплавов в вакуумно-дуговых, электрошлаковых, электронно-лучевых, плазменно-дуговых, гарнисажных и индукционных печах.

Библиогр.: 25 назв. Табл. 19. Рис. 68.

УДК 669.187(075.8)

ББК 34.327.4я73

ISBN 978-5-7996-2395-1

© Уральский федеральный
университет, 2018

Оглавление

Введение	6
1. Теоретические основы спецметаллургии	7
1.1. Испарение летучих примесей и основных компонентов сплава при плавке в вакууме	7
1.2. Термодинамика испарения металлов	7
1.3. Давление паров металлов над сплавами	11
1.4. Скорость испарения металлов в вакууме.....	13
1.5. Удаление растворенных газов (водорода и азота) в вакууме...	16
1.6. Удаление неметаллических включений при рафинирующих переплавах в вакууме.....	18
1.7. Всплывание включений и переход границы металл — газовая фаза	19
1.8. Термическая диссоциация неметаллических включений	21
1.9. Взаимодействие оксидов с углеродом, растворенным в жидкой стали	22
Вопросы для самоконтроля	23
2. Вакуумно-дуговой переплав (ВДП)	25
2.1. Принцип действия и устройство установок вакуумно-дугового переплава	27
2.2. Особенности электрического дугового разряда в вакууме.....	30
2.3. Характеристики установок ВДП	32
2.4. Системы электропитания и вакуумирования установок ВДП	33
2.5. Технология процесса ВДП	34
2.6. Процесс кристаллизации металла и формирование слитка	39
2.7. Качество и сортамент металла ВДП.....	42
Вопросы для самоконтроля	43

3. Гарнисажный переплав	45
3.1. Конструкция гарнисажной печи.....	45
3.2. Технология выплавки титановых сплавов в гарнисажной печи.....	48
3.3. Подготовка шихтовых материалов.....	51
3.4. Приготовление прессованного блока электрода.....	55
3.5. Переплав титановых сплавов в гарнисажных печах.....	55
Вопросы для самоконтроля	58
4. Электрошлаковый переплав (ЭШП)	60
4.1. Флюсы для электрошлакового переплава	65
4.2. Основные физико-химические процессы при ЭШП	71
4.2.1. Окисление шлака и передача кислорода через шлак к жидкому металлу	72
4.2.2. Поведение некоторых легирующих элементов стали в процессе ЭШП	73
4.2.3. Удаление серы из металла при ЭШП.....	74
4.2.4. Влияние ЭШП на содержание газов.....	78
4.2.5. Поведение неметаллических включений при ЭШП.....	80
4.3. Технология электрошлакового переплава.....	82
4.4. Технология производства стали методом ЭШП	93
4.5. Технология производства ферротитана методом ЭШП	98
4.5.1. Шихтовые материалы	98
4.5.2. Производство ферротитана	100
4.5.3. Достоинства и недостатки электрошлакового способа производства ферротитана	103
Вопросы для самоконтроля	104
5. Электронно-лучевой переплав (ЭЛП)	105
5.1. Нагрев и плавление металла электронным лучом.....	107
5.2. Устройство электронных плавильных установок.....	109
5.2.1. Установки ЭЛП с кольцевым катодом.....	109
5.2.2. Установки ЭЛП с радиальными пушками.....	111
5.2.3. Установка ЭЛП с аксиальными пушками	112
5.2.4. Установки ЭЛП с плоскоструйными пушками	114
5.3. Конструкции установок ЭЛП	115
5.4. Технологические особенности ЭЛП.....	117
5.5. Металлургические особенности ЭЛП	121
5.6. Сортамент металлов, сталей и сплавов, подвергаемых ЭЛП.....	122
Вопросы для самоконтроля	123

6. Плазменно-дуговой переплав (ПДП).....	124
Вопросы для самоконтроля	131
7. Индукционный переплав	132
7.1. Конструкции индукционных печей.....	133
7.2. Устройство и принцип действия канальной индукционной печи	134
7.3. Устройство тигельной печи.....	137
7.4. Технология выплавки стали и сплавов в индукционной печи.....	144
7.4.1. Выбор футеровки	144
7.4.2. Загрузка шихты	145
7.4.3. Расплавление шихты	147
7.4.4. Ошлакование расплава.....	148
7.4.5. Процесс окисления.....	150
7.4.6. Процессы раскисления и рафинирования	152
7.4.7. Разливка стали	155
7.4.8. Техничко-экономические показатели работы тигельной печи	156
Вопросы для самоконтроля	157
8. Сравнение переплавных процессов	159
Заключение.....	163
Список библиографических ссылок.....	164

Введение

Современная техника и особенно такие ее области, как ракето- и самолетостроение, предъявляют исключительно высокие требования к свойствам и качеству выплавляемых металлов и сплавов.

Всем этим требованиям удовлетворяют металлы и сплавы, выплавляемые в современных специальных плавильных агрегатах, к которым относятся все печи переплавных процессов: индукционные печи, вакуумно-дуговые (ВДП), электрошлаковые (ЭШП), электронно-лучевые (ЭЛП), плазменно-дуговые (ПДП) и гарнисажные (ГРЭ).

Разнообразие факторов (высокотемпературный перегрев, капельный перенос, направленная кристаллизация) и рафинирующих сред (шлаки, флюсы), вакуум, инертная среда обеспечивают глубокое, полное рафинирование металла от большинства примесей (газы, цветные металлы, вредные примеси типа серы, неметаллические включения) и высокое качество получаемого металла.

Вместе с тем переплавы обеспечивают условия, близкие к зональной перекристаллизации и получению новой структуры, подавляют ликвационные процессы и способствуют получению однородного состава металла, близкого к исходному в начале и конце переплава, независимо от коэффициента распределения легирующих элементов.

1. Теоретические основы спецметаллургии

1.1. Испарение летучих примесей и основных компонентов сплава при плавке в вакууме

Большое количество примесей элементов, растворенных в жидкой стали, обладают меньшим химическим сродством к кислороду, чем железо. Поэтому их окисление и удаление в условиях окислительного сталеплавильного процесса невозможно. Оставшиеся в стали вредные примеси после завершения процесса рафинирования в агрегате ухудшают ее свойства. Вместе с тем многие из этих примесей при температурах сталеплавильных процессов обладают высоким давлением насыщенного пара и поэтому весьма склонны к испарению. Чем ниже давление газовой фазы над жидким сплавом, тем более благоприятны условия для удаления летучих примесей из расплава за счет их испарения. Поэтому, именно вакуум является той рафинирующей средой, в которой удастся снизить содержание примесей цветных металлов в сталях и сплавах. Далее рассмотрим основные закономерности процессов испарения металлов при высоких температурах.

1.2. Термодинамика испарения металлов

Чистый металл (твердый или жидкий), находящийся в равновесии со своим паром, представляет собой однокомпонентную систему, фазовая диаграмма которой в координатах давление (P) — температура (T) представлена на рис. 1.1 [1]. Равновесие газовой и конденсированных фаз соответствует кривой АОВ, состоящей из двух ветвей:

- АО — кривая сублимации;
- ОВ — кривая испарения.

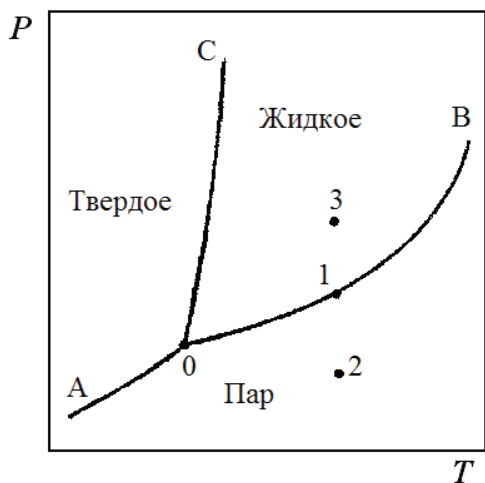


Рис. 1.1. Фазовая диаграмма однокомпонентной системы

В зависимости от температуры в системе устанавливается одно из двух возможных равновесий «твердое — пар» или «жидкость — пар».

Эти равновесия динамические, т. е. в единицу времени число молекул, покидающих поверхностный слой жидкой или твердой фаз, равно числу молекул, переходящих в конденсированное состояние. В соответствии с правилом фаз, при заданной температуре давление пара в системе, где присутствуют конденсированная и паровая фазы, будет постоянным.

Это постоянное давление пара называется давлением (или упругостью) насыщенного пара.

Для случая плавки металла в вакууме особое значение имеет кривая ОВ (кривая испарения) и область диаграммы над и под этой линией.

Если обозначить давление насыщенного пара данного металла через P_n , то в зависимости от фактического давления паров данного металла над жидкостью, в системе возможны следующие процессы:

- точка 1 $P = P_n$ — равновесие;
- точка 2 $P < P_n$ — испарение;
- точка 3 $P > P_n$ — конденсация металла из газовой фазы.

Зависимость давления насыщенного пара над жидким металлом от температуры можно получить из уравнения Клаузиуса-Клапейрона [2]:

$$\frac{dP}{dV} = \frac{\lambda}{\Delta VT}, \quad (1.1)$$

где λ — теплота испарения, Дж/кг; ΔV — разность молярных объемов пара и конденсированной фазы.

Поскольку температура T значительно ниже критической, объемом жидкой фазы можно пренебречь по сравнению с объемом пара, т. е. принять, что

$$\Delta V \approx V_{\text{пар}}. \quad (1.2)$$

Кроме того, при не слишком высоком давлении пара можно считать, что пар подчиняется основному закону идеального газа,

$$PV_{\text{пар}} = RT, \quad (1.3)$$

где R — газовая постоянная, Дж/кг·К.

Тогда уравнение Клаузиуса-Клапейрона можно преобразовать следующим образом [1, 2]:

$$\left\{ \begin{array}{l} \frac{1}{P} \frac{dP}{dT} = \frac{\lambda}{RT^2}; \\ \frac{d \ln P}{dT} = \frac{\lambda}{RT^2}; \\ d \ln P = \frac{\lambda}{R} \times \frac{dT}{T^2}; \\ \ln P = \int \frac{\lambda}{R} \times \frac{dT}{T^2} + i, \end{array} \right. \quad (1.4)$$

где i — химическая постоянная.

Для интегрирования этого уравнения необходимо учесть, что величина λ зависит от температуры:

$$\frac{d\lambda}{dT} = \Delta C_p = (C_p)_{\text{пар}} - (C_p)_{\text{жид}}, \quad (1.5)$$

где C_p — удельная теплоемкость пара и жидкости, Дж/кг·К.

С учетом известной зависимости теплоемкости от температуры получаем:

$$\left\{ \begin{array}{l} C_p = a'_1 + a_1 T + a_2 T^2; \\ \Delta C_p = \Delta a_0 + \Delta a_1 T + \Delta a_2 T^2; \\ \lambda = \lambda_0 + \Delta a_0 T + \frac{\Delta a_1}{2} T^2 + \frac{\Delta a_2}{3} T^3, \end{array} \right. \quad (1.6)$$

где a_0, a_1, a_2 — коэффициенты, зависящие от природы вещества.

Тогда давление насыщенного пара над жидким металлом будет изменяться с температурой в соответствии с выражением, называемым — полной формулой зависимости упругости пара от температуры.

$$\ln P = -\frac{\lambda_0}{RT} + \frac{\Delta a_0}{R} \ln T + \frac{\Delta a_1}{2R} T + \frac{\Delta a_2}{6R} T^2 + i. \quad (1.7)$$

Для практических расчетов пользуются приближенными формулами. Так, принимая значения λ постоянным и не зависящим от температуры, получим:

$$\ln P = -\frac{\lambda}{RT} + C' \quad (1.8)$$

или в общем виде:

$$\ln P = \frac{A'}{T} + C', \quad (1.9)$$

где

$$A' = -\frac{\lambda}{R}. \quad (1.10)$$

Обычно подбирают коэффициенты A' и C' таким образом, чтобы расчетные значения давления насыщенного пара в определенном интервале температур мало отклонялись от экспериментальных данных.

Для практических расчетов давления насыщенного пара металлов можно пользоваться формулой [1]:

$$\lg P = \frac{A}{T} + C, \quad (1.11)$$

значения коэффициентов A и C приведены в табл. 1.1.

Таблица 1.1

Температурная зависимость давления паров некоторых металлов

Металл	Температура, К		Коэффициенты	
	Плавления	Кипения	A	C
Al	932	2773	−13343	10,733
Cr	2130	2773	−16757	11,081
Cu	1356	2843	−15919	10,558
Fe	1812	3343	−18504	11,150
Pb	600	1893	−9197	9,564
Mn	1516	2368	−12060	9,981
Sn	505	2540	−16641	11,548
Zn	693	1181	−5998	10,087

На рис. 1.2 показано изменение давления насыщенного пара для некоторых металлов с температурой.

По величине упругости пара все металлы можно условно разделить на следующие группы:

1. Летучие (C, Cd, Zn).
2. Среднелетучие (Ca, Ba, Sb, Bi, Pb).
3. Малолетучие (Sn, Mn, Al, Cu, Cr, Fe, Ni).
4. Весьма малолетучие (Zr, Mo, W).

Однако реальное давление насыщенного пара того или иного металла, растворенного в стали или сплаве, зависит не только от его природы и температуры, но также от концентрации этого металла в расплаве [3].

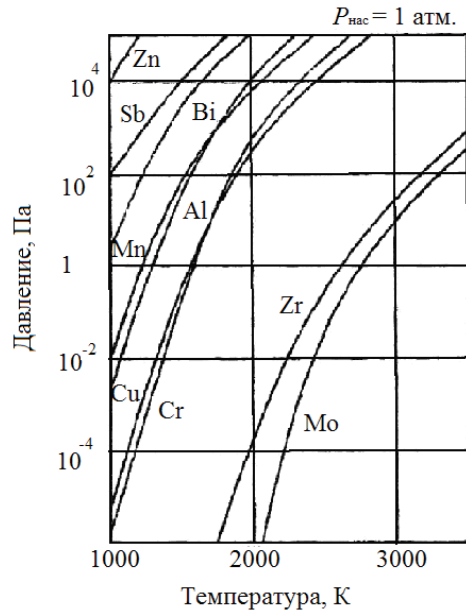


Рис. 1.2. Изменение давления насыщенного пара некоторых металлов с температурой [3]

1.3. Давление паров металлов над сплавами

В соответствии с законом Рауля, давление насыщенного пара какого-либо компонента над раствором при заданной температуре уменьшается вместе с понижением концентрации этого компонента в растворе [1]:

$$P_i = P_i^0 N_i, \quad (1.12)$$

где P_i^0 — давление насыщенного пара чистого компонента i при заданной температуре, Па; P_i — давление насыщенного пара того же компонента i над раствором, в котором концентрация этого компонента N_i (мольная доля компонента i в растворе), Па.

На рис. 1.3 показан характер изменения давления насыщенного пара компонента i над раствором в зависимости от его мольной доли в растворе [1].

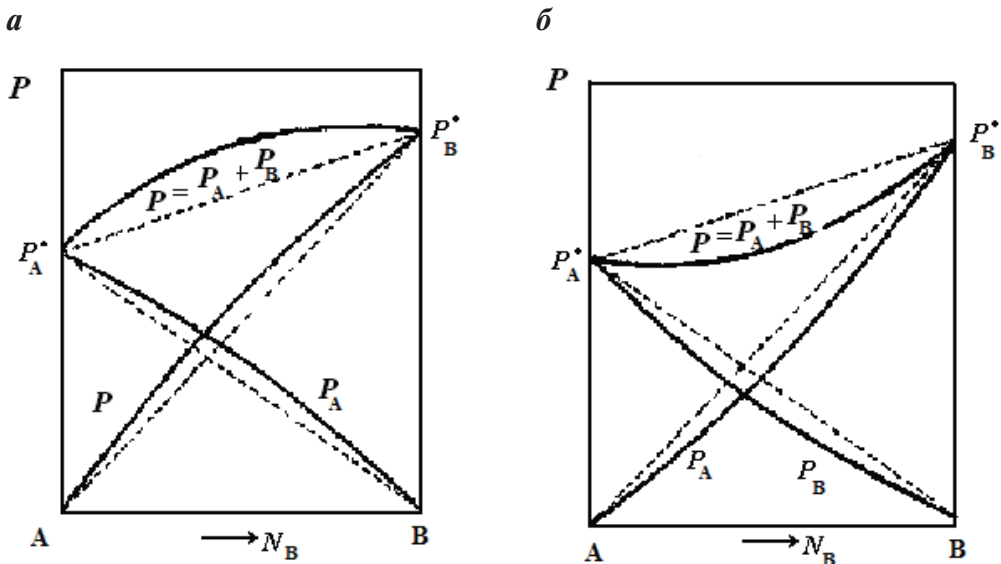


Рис. 1.3. Изменение давления насыщенного пара компонентов над бинарным раствором:

a — положительные отклонения от закона Рауля;
б — отрицательные отклонения от закона Рауля

Общее давление пара над раствором равно сумме парциальных давлений компонентов

$$P_{\text{общ}} = P_A + P_B = P_A^0 N_A + P_B^0 N_B. \quad (1.13)$$

В реальных металлических растворах наблюдаются отклонения от закона Рауля. Эти отклонения могут быть положительными (рис. 1.3, *a*) и отрицательными (рис. 1.3, *б*).

Положительные отклонения наблюдаются в двойных системах, в которых компоненты образуют эвтектику, а также в системах с ограниченной растворимостью в жидком состоянии.

Отрицательные отклонения характерны для систем, в которых образуются химические соединения или непрерывный ряд твердых растворов.

Для расчета давления насыщенного пара над реальными растворами концентрации компонентов заменяются на активности:

$$a_i = \gamma_i N_i. \quad (1.14)$$

Чем меньше активность компонента в растворе, тем меньше давление насыщенного пара этого компонента над раствором.

Коэффициент активности γ_i характеризует степень отклонения от идеальности.

1.4. Скорость испарения металлов в вакууме

Процесс испарения примесей из жидкого металла (рис. 1.4) состоит из следующих стадий [4]:

1. Перенос атомов из объема жидкого металла к диффузионному не перемешиваемому слою на границе с вакуумом.
2. Перенос атомов примеси через диффузионный не перемешиваемый слой.
3. Собственно акт испарения (десорбция) примеси со свободной поверхности расплава.
4. Перенос частиц испарившегося вещества через пограничный с металлом газовый слой.

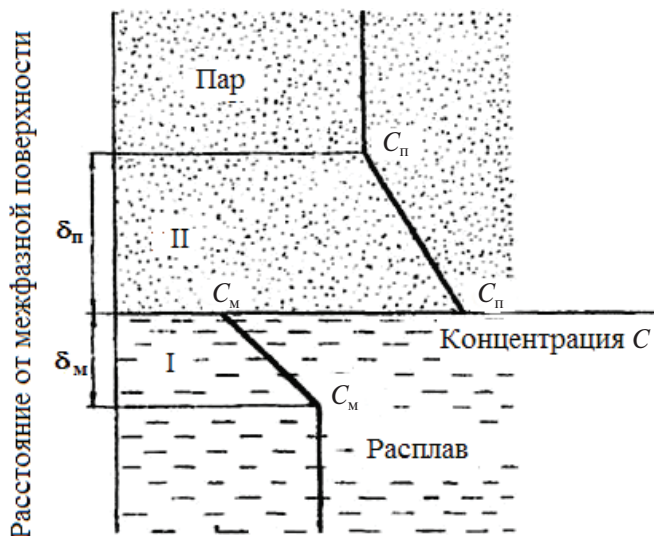


Рис. 1.4. Схема распределения концентраций испаряющегося вещества в жидкой и газовой фазе [4]:

I — диффузионный не перемешиваемый слой в металле;
II — диффузионный слой в газовой фазе

В реальных условиях переплавных процессов (ВДП и ЭЛП) жидкий металл на торце оплавленного электрода движется со значительной скоростью, поэтому первая стадия не лимитирует процесс удаления примеси.

Уже при сравнительно неглубоком вакууме (2×10^{-2} мм рт.ст. или менее 1,3 Па) испарившиеся атомы примеси легко удаляются с поверхности металла, т.е. стадия 4 также не лимитирует процесс удаления примеси. Поэтому лимитирующими стадиями процесса являются обычно стадии 2 и 3.

Скорость испарения примеси с поверхности металла в соответствии с уравнением Лангмюра равна

$$v_{\text{исп}} = a P_i^0 \gamma_i N_i \sqrt{\frac{M_i}{2\pi RT}}, \quad (1.15)$$

где P_i^0 — упругость пара чистой примеси; γ_i — коэффициент активности примеси по Раулю; N_i — мольная поверхностная концентрация примеси; a — коэффициент Лангмюра, учитывающий обратную конденсацию частиц испаряющегося вещества при их соударении с поверхностью; M_i — молекулярная масса пара примеси. Если молекула пара примеси состоит из n атомов, тогда:

$$M_i = n A_i, \quad (1.16)$$

где A_i — атомная масса примеси.

Поскольку величины a , γ_i , и n по отдельности определить трудно, их оценивают опытным путем в виде произведения.

$$\beta_i = a \gamma_i \sqrt{n}. \quad (1.17)$$

Тогда скорость испарения примеси можно оценить по уравнению:

$$v_{\text{исп}} = \beta_i P_i^0 N_i \sqrt{\frac{A_i}{2\pi RT}}. \quad (1.18)$$

Из приведенного выражения следует, что чем больше давление насыщенного пара примеси и чем выше ее концентрация в поверхностном слое, тем выше и скорость испарения. Величина P_i^0 быстро увеличивается с ростом температуры. Высокий перегрев пленки жидкого металла на торце оплавленного электрода характерен для ВДП и особенно для ЭЛП.

Что касается природы удаляемой примеси, то опытные данные показывают следующие значения [4]:

- для свинца $\beta_{Pb} = 0,18$;
- висмута $\beta_{Bi} = 0,05$;
- сурьмы $\beta_{Sb} = 0,005$.

В связи с большим значением β для свинца, степень его удаления из металла при ЭЛП составляет 98–99 %, в то время как для сурьмы при меньшем значении β степень ее удаления при ЭЛП ниже 95 %.

Следует иметь в виду, что в вакууме, наряду с вредными примесями, испаряется и основа сплава (Fe, Cr, Ni и т. д.), а также легирующие компоненты, обладающие повышенным давлением насыщенного пара, например, марганец.

Так, потери марганца при переплаве сталей могут достигать 60–80 %, а при переплаве сплавов на никелевой основе — 30–50 %. Общие потери металла на испарение при ЭЛП составляют 4–5 %.

Увеличение глубины вакуума, повышение температуры процесса и уменьшение скорости наплавления слитка увеличивает количество испаряющихся примесей с одновременным повышением испарения основы сплава. Поэтому для каждого сплава существует оптимальная величина вакуума и температуры процесса.

Следует иметь в виду и характерные особенности отдельных переплавных процессов, основанных на применении вакуума. Так, при ВДП поверхность жидкой ванны в кристаллизаторе перекрыта торцом электрода. Давление паров в зоне дуги значительное, т. к. велико сопротивление движению газа в кольцевом зазоре. Поэтому при разрежении в камере 10^{-2} – 10^{-3} мм рт. ст. (1,0–0,1 Па), в зоне дуги давление может составлять 0,5–1,0 мм рт. ст. (65–130 Па). В этом случае лимитирующим звеном процесса испарения становится перенос примесей через газовый слой у поверхности жидкого металла.

При ЭЛП вакуум у поверхности жидкого металла высокий и испарение примесей более значительное (происходит с более высокой скоростью). Таким образом, при ЭЛП очистка стали или сплава от примесей цветных металлов получается более значительной.

1.5. Удаление растворенных газов (водорода и азота) в вакууме

Процесс растворения и обратный процесс — удаление газов из расплавленного металла происходит в соответствии с реакциями:



Константы равновесия этих реакций имеют вид:

$$\begin{aligned} K_{\text{H}} &= \frac{a_{[\text{H}]}}{P_{\text{H}}^{1/2}} = \frac{[\% \text{H}] \gamma_{\text{H}}}{P_{\text{H}}^{1/2}}, \\ K_{\text{N}} &= \frac{a_{[\text{N}]}}{P_{\text{N}}^{1/2}} = \frac{[\% \text{N}] \gamma_{\text{N}}}{P_{\text{N}}^{1/2}}, \end{aligned} \quad (1.20)$$

где $[\% \text{H}]$ и $[\% \text{N}]$ — равновесная концентрация водорода и азота в металле; γ_{H} , γ_{N} — коэффициенты активности растворенных водорода и азота; P_{N} и P_{H} — давление соответствующих газов, находящихся в контакте с расплавленным металлом, Па.

Как следует из приведенных выше выражений, равновесные концентрации растворенных газов определяются следующими зависимостями:

$$[\% \text{H}] = \frac{K_{\text{H}}}{\gamma_{\text{H}}} \sqrt{P_{\text{H}_2}}; \quad [\% \text{N}] = \frac{K_{\text{N}}}{\gamma_{\text{N}}} \sqrt{P_{\text{N}_2}}. \quad (1.21)$$

Создание вакуума в системе приводит к резкому нарушению равновесия в системе металл–газ. Водород и азот при этом выделяются из жидкого металла в вакуум и откачиваются из рабочей камеры.

Расчет равновесных концентраций водорода и азота в жидких расплавах на основе железа можно вести, используя следующие выражения:

$$\begin{aligned} \lg [\% \text{H}] &= \lg K_{\text{H}} + \frac{1}{2} \lg P_{\text{H}_2} - \lg \gamma_{\text{H}}; \\ \lg K_{\text{H}} &= -\frac{1670}{T} - 1,68; \\ \lg [\% \text{N}] &= \lg K_{\text{N}} + \frac{1}{2} \lg P_{\text{N}_2} - \lg \gamma_{\text{N}}; \\ \lg K_{\text{N}} &= -\frac{364}{T} - 1,144. \end{aligned} \quad (1.22)$$

Влияние легирующих элементов на растворимость водорода и азота учитывается величиной коэффициентов активности. Изменение растворимости водорода и азота в жидком железе под влиянием добавления легирующих элементов при 1600 °С показано на рис. 1.5.

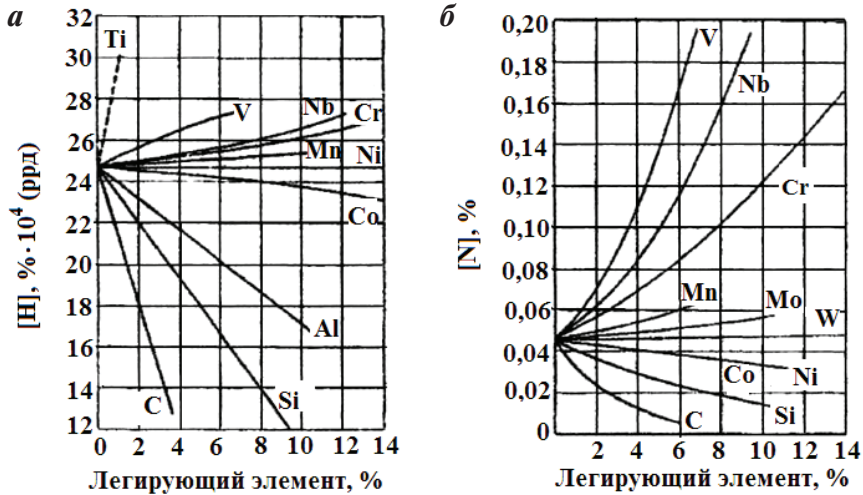


Рис. 1.5. Изменение растворимости водорода (а) и азота (б) в жидком железе под влиянием добавления легирующих элементов

Такие легирующие элементы, как углерод, кремний и алюминий, увеличивают значения γ_H и соответственно уменьшают растворимость водорода в жидкой стали. Что касается азота, то так называемые нитридообразующие легирующие элементы (V, Nb, Cr), понижают коэффициент активности γ_N и увеличивают растворимость азота в расплавленной стали. Углерод и кремний увеличивают значения γ_N и соответственно понижают растворимость азота в стали.

В условиях переплава в вакууме равновесия между металлом и газовой фазой по растворенным газам не достигается. Определяющее влияние на конечный результат дегазации металла оказывает скорость этого процесса, который включает ряд последовательных стадий.

Наиболее медленные стадии, которые определяют скорость всего процесса дегазации металла:

- доставка растворенного газа через диффузионный слой к поверхности металла;
- адсорбция атомов в поверхностном слое и объединение их в молекулы.

Общее кинетическое уравнение для этих стадий процесса удаления газов в вакууме имеет вид (на примере водорода):

$$\frac{d[H]}{d\tau} = -\beta([H] - [H]_{\text{равн}}) \frac{F}{V}, \quad (1.23)$$

где β — коэффициент массопереноса водорода в металле; $[H]$ — концентрация водорода в металле, %; $[H]_{\text{равн}}$ — равновесная концентрация водорода в поверхностном слое металла, %; F/V — отношение поверхности к объему дегазируемого металла.

С уменьшением давления в газовой фазе снижается и равновесная концентрация водорода $[H]_{\text{равн}}$.

Давление в газовой фазе при ВДП составляет 1,0–1,5 Па, а при ЭЛП 0,010–0,015 Па. Поэтому при ВДП отмечается снижение содержания водорода в 2–4 раза, а при ЭЛП — в 4–6 раз.

Удаление азота при переплаве в вакууме зависит также от степени легирования стали нитридообразующими элементами. Чем выше содержание таких элементов (V, Nb, Cr) в стали, тем в меньшей степени удаляется при переплаве азот. Обычно удаление азота при ВДП составляет 35–45 %, а при ЭЛП — до 90 %. Увеличение скорости наплавления слитка снижает эффективность удаления азота, т. к. уменьшается время дегазации металла.

1.6. Удаление неметаллических включений при рафинирующих переплавах в вакууме

В переплавляемом металлическом электроде содержатся неметаллические включения, образовавшиеся в процессе выплавки и затвердевания стали, за счет взаимодействия раскислителей и легирующих элементов с кислородом, серой и азотом. Эти неметаллические включения присутствуют в исходном металле в виде очень мелких частиц. Исходя из размеров неметаллических включений, их обычно разделяют на следующие группы: крупные — более 30 мкм; средние — от 10 до 30 мкм; мелкие — от 1 до 10 мкм.

В зависимости от химического состава различают оксидные, сульфидные, нитридные, фосфидные, карбидные включения, однако существуют включения, которые по своему составу занимают проме-

жуточное положение, например, оксисульфидные и карбонитридные включения. Наиболее вредными и трудно удаляемыми в обычных условиях являются оксидные включения. Они понижают контактную усталость подшипниковых сталей, снижают вязкость, пластичность и прочность при циклических нагрузках конструкционных сталей, ухудшают полируемость, снижают сопротивление коррозии нержавеющих сталей. Поэтому высококачественные стали должны содержать минимальное количество неметаллических включений.

В условиях вакуума возможны следующие процессы, обеспечивающие удаление неметаллических включений из жидкой стали:

1. Всплывание включений в жидком металле и выход их на поверхность металла, граничащую с вакуумом.
2. Термическая диссоциация неметаллических включений (оксидов, нитридов, сульфидов) при высокой температуре и низком остаточном давлении.
3. Восстановление оксидных неметаллических включений растворенным в металле углеродом и последующее удаление газа СО из рабочего пространства.

1.7. Всплывание включений и переход границы металл — газовая фаза

Перенос неметаллических включений в жидкой стали к межфазной поверхности раздела металл — газовая фаза осуществляется либо движением частицы относительно самой фазы (всплывание в поле гравитации, броуновское движение частиц), либо этот перенос осуществляется конвективными потоками.

Процесс всплывания мелких частиц (рис. 1.6) радиусом $r < 100$ мкм в вязкой среде определяется равенством подъемной силы F_1 , определяемой по закону Архимеда, и силы сопротивления движению шаровидной частицы в вязкой среде F_2 . Равенство этих сил позволяет вывести известную формулу Стокса для скорости всплывания неметаллических включений в жидкой стали [5]:

$$v = \frac{2}{9} gr^2 \frac{\rho_M - \rho_B}{\eta}, \quad (1.24)$$

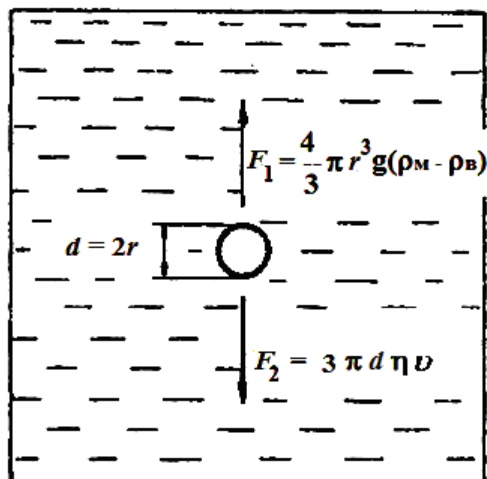


Рис. 1.6. Схема переноса неметаллических включений из объема металла на поверхность раздела всплывания

где g — ускорение силы тяжести, м/с^2 ; r — радиус всплывающего включения, м ; ρ_M, ρ_B — соответственно плотность жидкой стали и неметаллического включения, кг/м^3 ; η — динамическая вязкость жидкой стали, $\text{Па}\cdot\text{с}$.

Формула Стокса получена для условия свободного движения частиц, т.е. для случая, когда в спокойной жидкости отсутствуют любые направленные потоки. В соответствии с формулой Стокса, более крупные частицы всплывают с более высокой скоростью, т.к. скорость всплывания пропорциональна квадрату их радиуса.

Расчет по формуле Стокса показывает, например, что скорость всплывания в жидкой стали включений диаметром 10 мкм составляет $(2...5) \cdot 10^{-5}$ м/с, а включений диаметром 50 мкм — $(100...125) \cdot 10^{-5}$ м/с. Указанные скорости на несколько порядков ниже скорости конвективных потоков в жидком металле.

Так, для процессов ВДП и ЭЛП скорость конвективных потоков в жидком металле составляет 0,05–0,20 м/с. Поэтому перенос неметаллических включений к межфазной поверхности металл — газовая фаза осуществляется в основном конвективными потоками (рис. 1.7) [4].



Рис. 1.7. Схема переноса неметаллических включений из объема металла на поверхность конвективными потоками

С ростом интенсивности конвективного перемешивания увеличивается частота столкновений между включениями, что приводит к укрупнению частицы в результате коагуляции или коалесценции, растет вероятность выхода включений к поверхности раздела металл — газовая

фаза. В условиях конвективного перемешивания расплава такая частица может покинуть металл (случай I на рис. 1.7) или не преодолеть границу раздела и, увлекаемая конвективным потоком, вновь уйти в объем металла (случай II на рис. 1.7). Вероятность случая I или случая II определяется как термодинамическими условиями, так и формой частицы.

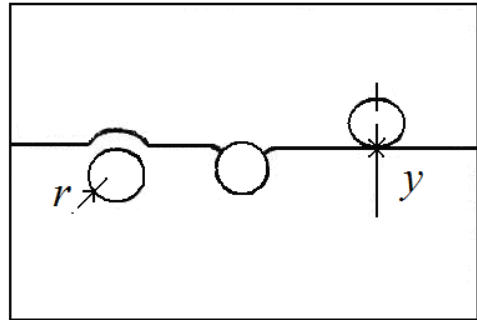


Рис. 1.8. Схема перехода включением границы жидкий металл — газ [5]

Предположительная кинетика процесса перехода включением границы жидкий металл — газ показана на рис. 1.8 [5]. Под действием гравитационной силы частица подходит к границе и приподнимает вышележащие слои металла, каждый из которых растекается, и пленка становится тоньше. Установлено, что время на прорыв пленки включением с жидкой поверхностью значительно больше, чем включением с твердой поверхностью.

Лучшее удаление глиноземистых включений против силикатных при ВДП, очевидно, связано не с большими скоростями всплытия, а с меньшей устойчивостью тонких прослоек металла в контакте с твердыми глиноземистыми включениями.

Условие полного выхода включения на поверхность металла определяется действием гравитационной, выталкивающей силы и силы, создаваемой межфазным натяжением.

1.8. Термическая диссоциация неметаллических включений

Оксидные неметаллические включения могут диссоциировать с последующим растворением в металле продуктов диссоциации [6]:



Образовавшийся в результате диссоциации растворенный кислород может диффундировать к поверхности раздела металл — газовая фаза и десорбироваться в газовую фазу в виде молекул O_2 :

$$y[\text{O}] = \frac{y}{2} \text{O}_{2(\text{газ})}. \quad (1.26)$$

Таким образом, следует рассмотреть возможность суммарной реакции:

$$\text{Me}_x\text{O}_y = x[\text{Me}] + \frac{y}{2} \text{O}_{2(\text{газ})}. \quad (1.27)$$

С уменьшением давления в системе создаются благоприятные условия для ее развития, однако такой процесс может иметь место в том случае, когда давление диссоциации оксида ($P_{\text{O}_2(\text{Me}_x\text{O}_y)}$) станет больше, чем давление в вакуумной камере. Расчет показывает, что давление диссоциации большинства оксидов при температурах переплавных процессов очень мало ($P_{\text{O}_2(\text{Al}_2\text{O}_3)} = 10^{-14}$ Па, $P_{\text{O}_2(\text{SiO}_2)} = 10^{-10}$ Па, $P_{\text{O}_2(\text{MnO})} = 10^{-8}$ Па и т. д.). Давление же в вакуумной камере не удастся получить меньше $10^{-1} - 10^{-2}$ Па. Поэтому диссоциация оксидов по представленной схеме не получает развития даже в условиях глубокого вакуума.

Вместе с тем расчеты показывают, что для расплавленного никеля, который имеет значительно меньшее химическое сродство к кислороду, чем железо, при температуре 1600 °С и давлении менее 24 Па возможна прямая десорбция кислорода в газовую фазу. В какой-то мере в условиях вакуума и высоких температур могут диссоциировать нитриды.

Присутствие в расплавленном металле углерода существенно изменяет условия взаимодействия оксидных неметаллических включений с расплавом в условиях вакуума.

1.9. Взаимодействие оксидов с углеродом, растворенным в жидкой стали

Оксидные неметаллические включения могут взаимодействовать с растворенным в жидкой стали углеродом по реакции [6]:



С уменьшением остаточного давления в вакуумной камере равновесие этой реакции сдвигается в сторону восстановления и образова-

ния СО. Этому же способствует и высокая температура поверхности жидкой стали в условиях ВДП и ЭЛП. Подтверждением возможности развития реакции восстановления оксидных включений растворенным в стали углеродом является присутствие СО в откачиваемых из рабочей камеры газах.

Основными процессами, обеспечивающими удаление оксидных неметаллических включений при переплаве стали в вакууме, являются всплывание включений в жидком металле и выход их на поверхность металла, граничащую с вакуумом, а также восстановление оксидных неметаллических включений растворенным в металле углеродом.

Считается, что основная часть оксидных неметаллических включений удаляется механическим путем (75–80 %). Остальные 20–25 % оксидных включений удаляются за счет восстановления их растворенным в стали углеродом.

Вопросы для самоконтроля

1. С помощью какого закона можно рассчитать давление насыщенного пара какого-либо компонента над раствором? Опишите этот закон.
2. Классификация металлов по величине упругости пара. Давление паров металлов над сплавами.
3. Перечислите стадии процесса испарения примесей цветных металлов. Какие стадии являются лимитирующими и почему?
4. Как рассчитать скорости испарения примеси с поверхности металла. Перечислите показатели, влияющие на скорость испарения примесей цветных металлов.
5. Назовите способ переплава, при котором испарение примесей более значительное. Причины этого явления.
6. Опишите вредное влияние азота на качество стали и способы его удаления. Эффективность удаления азота в ВДП и ЭЛП.
7. Опишите вредное влияние водорода на качество стали и способы его удаления. Эффективность удаления водорода в ВДП и ЭШП.
8. Влияние легирующих элементов на растворимость водорода и азота в сплаве. Назовите нитридообразующие легирующие элементы.

9. Какой процесс является более эффективным по снижению водорода в сплаве ВДП или ЭЛП? Почему? Обоснуйте.
10. Понятие и классификация неметаллических включений. Укажите размеры крупных и мелких неметаллических включений.
11. Влияние вакуума на процесс удаления неметаллических включений.
12. Согласно формуле Стокса назовите факторы, влияющие на скорость всплывания неметаллического включения.
13. Опишите подробно схему переноса неметаллических включений из объема металла на поверхность.
14. Опишите взаимодействие оксидов с углеродом, растворенным в жидкой стали.
15. Назовите основные процессы, влияющие на удаление оксидных включений.

2. Вакуумно-дуговой переплав (ВДП)

В настоящее время ВДП является одним из основных способов повышения качества сталей и сплавов самого различного сортамента (шарикоподшипниковые стали, жаропрочные сплавы, конструкционные стали и др.) [5].

Процесс ВДП основан на переплаве металла в вакуумной дуговой печи в результате нагрева и плавления расходуемого электрода электрической дугой большой мощности (рис. 2.1).

Электрическая дуга горит между торцом переплавляемого электрода и поверхностью ванны жидкого металла. Переплав ведется в вакуумной камере, из которой системой вакуумных насосов непрерывно откачиваются выделяющиеся в процессе переплава газы и пары металла [7].

Электрод крепится на специальном штоке, вводимом в вакуумную камеру через специальное скользящее вакуумное уплотнение. За счет высокой температуры электрической дуги торец электрода непрерывно оплавляється.

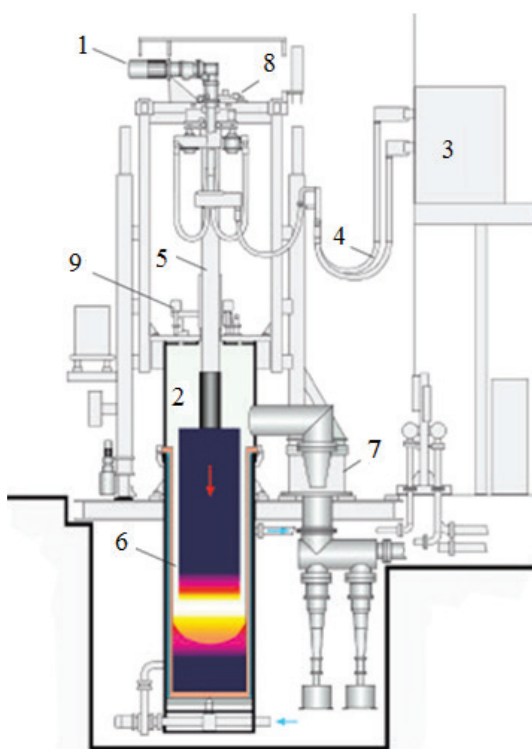


Рис. 2.1. Схема установки вакуумно-дугового переплава:

- 1 — привод подъема электродов; 2 — вакуумная камера; 3 — источник питания печи; 4 — гибкие кабели токоподвода; 5 — расходимый электрод; 6 — рубашка охлаждения кристаллизатора; 7 — вакуумная система с насосами; 8 — электрододержатель; 9 — механизм прижима кристаллизатора

Металл в виде капель стекает в медный водоохлаждаемый кристаллизатор, где формируется слиток. По мере оплавления электрода и наплавления слитка производят автоматическое перемещение электрода таким образом, чтобы расстояние между торцом электрода и наплавляемым слитком оставалось постоянным.

Принцип дугового переплава расходоуемого электрода был изобретен нашим соотечественником Н. Г. Славяновым в 1892 г. [7]; в 1904 г. печь с расходоуемым электродом при пониженном давлении в рабочей камере была использована для получения литого тантала — металла с температурой плавления 2900 °С.

Переплав стали методом ВДП стали использовать, начиная с 1953 г. В процессе ВДП происходит значительное удаление из металла газов (водород, азот), а также неметаллических включений.

При ВДП из металла в результате испарения успешно удаляются примеси цветных металлов (Pb, Zn, Bi, Cd, Sb, Sn). Наплавляемые слитки, кристаллизующиеся в водоохлаждаемом медном кристаллизаторе, получают однородными по химическому составу и макроструктуре. Процесс ВДП используется для переплава тугоплавких и высокорективных металлов (Ti, Zr, Mo и др.), а также сплавов на основе никеля и кобальта.

Принцип переплава металлов в вакууме с использованием в качестве источника тепла электрической дуги был использован уже после успешной плавки стали в дуговых электрических печах. Вначале этот процесс применяли для получения в литом виде тугоплавких металлов (тантала, молибдена, титана, циркония). Именно соединение дугового разряда, как источника тепла с высокой температурой, с глубоким вакуумом, который обеспечивал отсутствие взаимодействия легкоокисляющихся металлов с атмосферой, обеспечивало получение слитков этих тугоплавких и высокорективных металлов.

В середине XX века в связи с быстрым развитием ракетной техники и реактивной авиации вакуумно-дуговой переплав (ВДП) начали применять для переплава электродов из жаропрочных сплавов. Предпосылкой для развития технологии ВДП применительно к получению слитков и сплавов на основе железа и кобальта, а также нержавеющей, жаропрочных и других сплавов послужило значительное улучшение служебных свойств специальных сталей и сплавов после переплава в вакууме. Поэтому ВДП нашел широкое применение при получении металлов и сплавов с высокими физико-химическими свойствами,

эксплуатируемых в условиях высоких температур, знакопеременных нагрузок, жесткого рентгеновского излучения и др. [7].

В промышленных условиях методом ВДП получают средне- и высоколегированные стали, а также сплавы на основе никеля, кобальта и титана.

В настоящее время работают установки ВДП, позволяющие получать высококачественные слитки массой до 60 т. Из таких слитков получают крупные поковки исключительно высокого качества. Однако большинство установок ВДП, работающих на металлургических заводах, имеют вместимость печей (массу слитка), не превышающую 10–12 т. Наибольшее распространение получили печи ВДП 2–6 т.

2.1. Принцип действия и устройство установок вакуумно-дугового переплава

Существуют два принципиально отличных типа вакуумных дуговых печей: с расходуемым и не расходуемым электродом (рис. 2.2) [4].

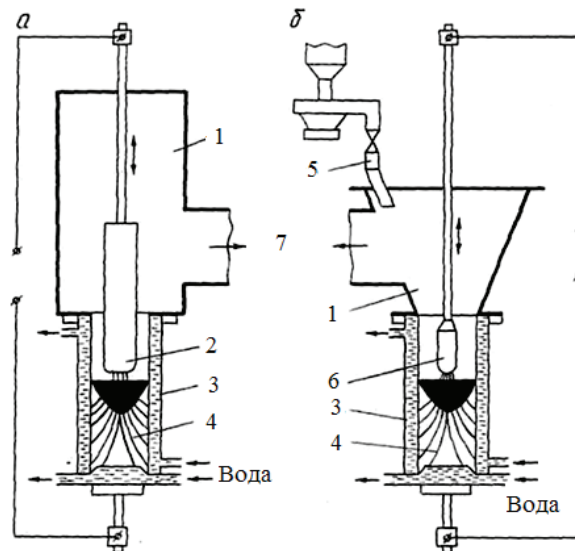


Рис. 2.2. Вакуумные дуговые печи с расходуемым (а) и не расходуемым (б) электродами [8]:

1 — вакуумная камера; 2 — расходуемый электрод; 3 — кристаллизатор; 4 — наплавляемый слиток; 5 — питатель для подачи шихты; 6 — тугоплавкая насадка не расходуемого электрода; 7 — направление к вакуумным насосам

В печах с расходуемым электродом (рис. 2.2, *а*) дуга горит между переплавляемым электродом и поверхностью ванны жидкого металла, а в печах с не расходуемым электродом (рис. 2.2, *б*) — между графитовым или металлическим (из тугоплавкого металла) электродом и расплавленным металлом. В обоих случаях переплав ведется в вакуумной камере.

При использовании не расходуемого электрода последний участвует в процессе только как проводник тока.

При ведении плавки с не расходуемым электродом существует опасность загрязнения переплавляемого металла материалом электрода вследствие его электрической эрозии и возможности откалывания частей электрода.

Общим элементом вакуумных дуговых печей является медный водоохлаждаемый кристаллизатор, в котором расплавленный металл затвердевает и постепенно принимает форму слитка.

Общая компоновка основных узлов установки ВДП приведена на рис. 2.3. Схема установки ВДП для переплава расходуемых электродов показана на рис. 2.4 [7].

Расходуемый электрод (7, рис. 2.4) с помощью электрододержателя (5) крепится к штоку (2), к которому подсоединен отрицательный полюс источника постоянного тока. Расходуемый электрод подключают к отрицательному полюсу источника питания (прямая полярность) для повышения энергетической эффективности переплава. Шток электрода через скользящее вакуумное уплотнение (3) вводится в вакуумную камеру (4). Медный кристаллизатор (8) охлаждается водой, которая подается

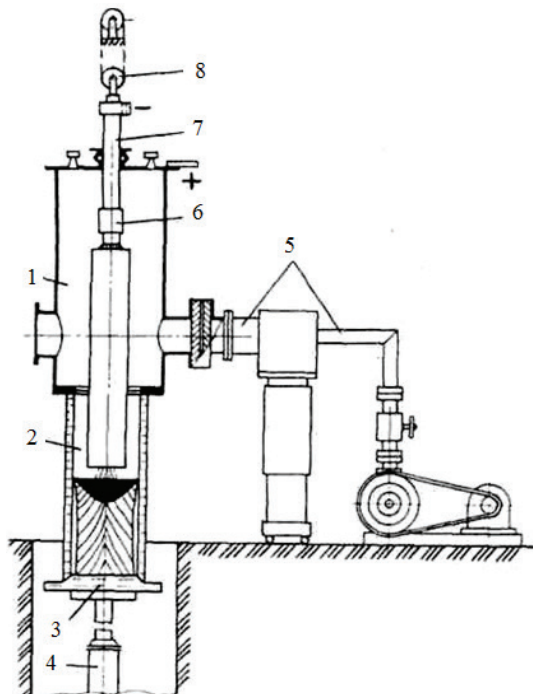


Рис. 2.3. Компоновочная схема установки ВДП:

- 1 — рабочая камера; 2 — кристаллизатор;
- 3 — поддон; 4 — механизм подъема электрода;
- 5 — вакуумная система; 6 — узел крепления электрода к штоку; 7 — шток электрододержателя; 8 — подвеска штока

в окружающий его кожух. В рабочей камере поддерживают разрежение 0,1–1,5 Па с помощью системы вакуумных насосов.

Электрическая дуга горит между торцом электрода и поверхностью металлической ванны, соединенной с положительным полюсом источника тока по цепи слиток — кристаллизатор. Место подсоединения токоведущих шин к кристаллизатору имеет большое значение.

При неблагоприятной схеме подключения электромагнитное взаимодействие тока дуги и тока, проходящего через жидкий металл, вызывает вращение ванны, нестабильность горения дуги и ее смещение относительно устойчивого положения. Это приводит к ухудшению качества слитка и опасности переброса дуги на стенку кристаллизатора и его прожога. Поэтому обычно организуют коаксиальный токоподвод и равномерное распределение тока по контакту верхнего фланца кристаллизатора с камерой печи.

Рабочая камера (4) представляет собой сварной цилиндр из немагнитной стали. Сверху имеется крышка, в центре которой расположено скользящее вакуумное уплотнение. Здесь же расположены гляделки с перископами, через которые виден кольцевой зазор между электродом и стенкой кристаллизатора. Рабочая вакуумная камера имеет два люка для соединения с вакуумной системой и для обслуживания (очистки внутренней поверхности камеры от налетов конденсата). Рабочая камера соединена с кристаллизатором с помощью водоохлаждаемого фланца и резиновой прокладки.

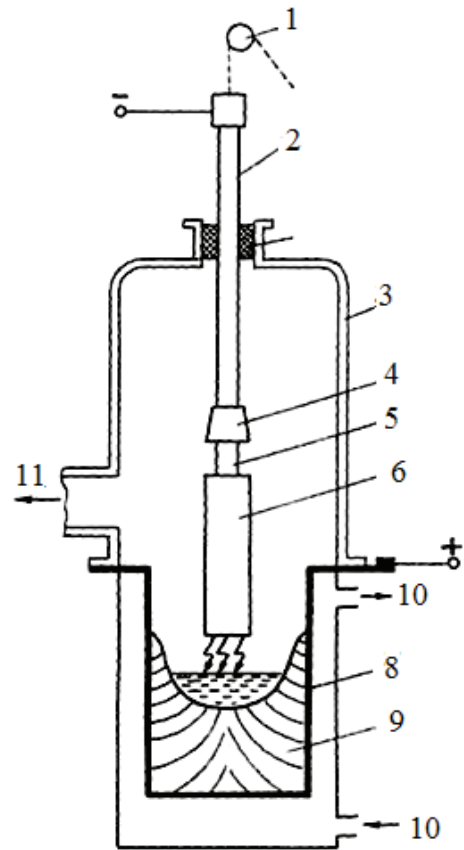


Рис. 2.4. Схема конструкции вакуумной дуговой печи с расходуемым электродом:

- 1 — механизм перемещения электрода;
- 2 — шток; 3 — вакуумное уплотнение; 4 — вакуум-камера; 5 — электрододержатель;
- 6 — головка электрода; 7 — расходуемый электрод; 8 — кристаллизатор; 9 — слиток;
- 10 — подвод и отвод охлаждающей воды; 11 — к системе вакуумных насосов

Медный водоохлаждаемый кристаллизатор (8) обеспечивает не только отвод тепла при затвердевании наплавляемого слитка, но и проводит электрический ток. Для того чтобы исключить коробление, толщина медных стенок кристаллизатора составляет 10–40 мм; сечение кристаллизатора — круглое, внутренний диаметр до 1800 мм.

Медный цилиндр кристаллизатора вставлен в кожух из немагнитной стали, и в пространство между ними подают воду для охлаждения. Поверх кожуха может быть намотан соленоид, по которому пропускают ток, чем создается продольное (аксиальное) магнитное поле, которое компенсирует внешние магнитные поля (от рабочего тока) и уменьшает движение металла в жидкой ванне. Кроме того, обеспечивается сжатие дуги и уменьшается возможность разряда на стенку. Вакуумно-дуговые печи специализируют для переплава конкретного материала (титана, ниобия, стали, тугоплавких металлов), что отражается в маркировке таких печей для переплава: титана — ДТВ, ниобия — ДЖВ, стали и сплавов на основе никеля — ДСВ, тугоплавких металлов (W, Mo) — ДДВ.

2.2. Особенности электрического дугового разряда в вакууме

Электрическая дуга в вакууме характеризуется следующими особенностями по сравнению с дугой, горящей в воздухе или в среде инертного газа:

- основное количество энергии при дуговом разряде (80–85 %) выделяется на катоде, что способствует быстрому плавлению электрода, т. к. катодом служит конец переплавляемого электрода;
- выделение энергии дуги на катоде сосредоточено в участках небольшого размера (т. е. катодных пятнах), где резко повышается температура, вызывая вскипание и испарение металла. Поэтому дуговой разряд в установке ВДП фактически происходит в разреженных металлических парах;
- общее падение напряжения в электрической дуге складывается из катодного и анодного, при этом катодное падение напряжения составляет около 19 В, а анодное — 1,0–1,5 В. В самом столбе дуги падение напряжения очень мало, поэтому четкого анодного

пятна нет и оно занимает практически всю поверхность жидкой ванны под электродом, что определяет ее равномерный обогрев;

- поскольку при горении дуги в вакууме основная доля энергии выделяется на катоде, в самом столбе дуги выделяется только небольшая доля мощности, и светимость дуги при этом невелика.

В реальных условиях плавки зависимость скорости плавления электрода от величины тока дуги имеет сложный характер (рис. 2.5). До некоторого значения

тока I_0 дуга существует, но электрод не плавится, т. к. выделяемая мощность при этом меньше потерь тепла. При дальнейшем возрастании тока скорость плавления электрода растет пропорционально увеличению тока дуги. Зависимость скорости плавления электрода от напряжения подводимого тока довольно сложная. С ростом напряжения увеличивается длина дуги. При длинной дуге резко возрастают тепловые потери за счет увеличения излучения на стенки кристаллизатора. Эти потери превышают ожидаемое увеличение скорости переплава за счет увеличения мощности дуги, связанной с ростом напряжения. Поэтому переплав стараются вести при оптимальных значениях длины дуги 25–45 мм. Напряжение питающего тока составляет 20–50 В.

Напряжение на дуге U_d можно определить по эмпирической формуле:

$$U_d = U_{k.a} + 2 \cdot 10^{-3} \frac{l_d}{d_{эл}} I_d, \quad (2.1)$$

где $U_{k.a}$ — сумма катодного и анодного падения напряжения (20,5 В); $l_d, d_{эл}$ — длина дуги и диаметр электрода, м; I_d — ток дуги.

Например: $U_{k.a} = 20,5$ В; $l_d = 0,035$ м; $d_{эл} = 0,4$ м; $I_d = 8000$ А, тогда $U_d = 20,5 + 2 \cdot 10^{-3} (0,035/0,4) \cdot 8000 = 21,9$ В.

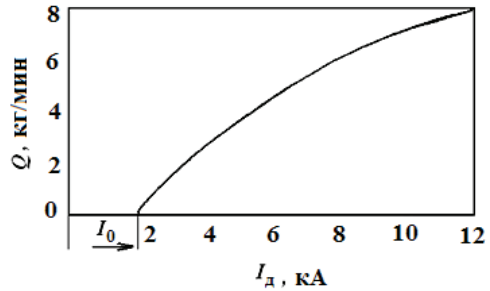


Рис. 2.5. Зависимость скорости плавления электрода (Q) от величины тока дуги (I_d)

2.3. Характеристики установок ВДП

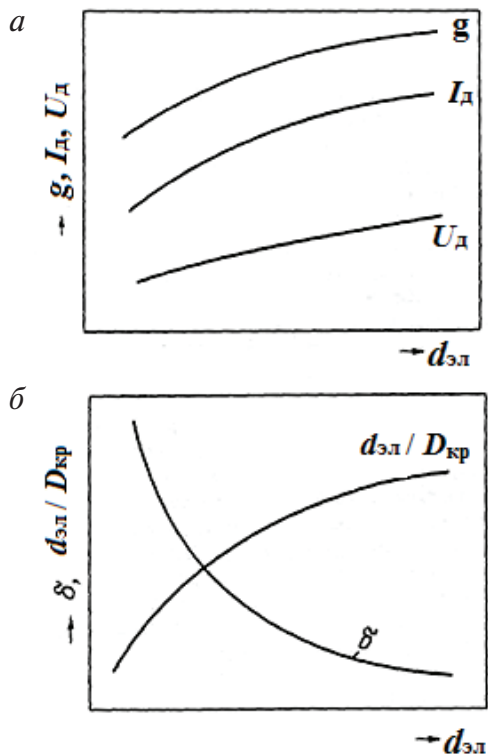


Рис. 2.6. Изменение основных характеристик ВДП в зависимости от диаметра электрода:

а — зависимости производительности печи (g); тока дуги (I_d) и напряжения дуги (U_d);
 б — зависимости плотности тока на электроде (δ) и отношения диаметра электрода к диаметру кристаллизатора ($d_{эл}/D_{кр}$)

Для электродов большого диаметра характерно значительное увеличение производительности (g) и тока дуги (I_d) при одновременном снижении плотности тока (δ).

Важными характеристиками установок ВДП являются производительность (g , кг/мин), ток дуги (I_d , кА), напряжение дуги (U_d , В), плотность тока на электроде (δ , А/см²), отношение диаметра электрода к диаметру кристаллизатора ($d_{эл}/D_{кр}$). Изменение этих характеристик при увеличении диаметра электрода показано на рис. 2.6.

В качестве основного размера печи ВДП принимают внутренний диаметр кристаллизатора, который незначительно превышает диаметр слитка. Соотношение между диаметром электрода и диаметром кристаллизатора (L) должно обеспечить достаточное расстояние между ними (K). Во избежание перехода дуги на стенки кристаллизатора нужно соблюдать соотношение [2]:

$$K > L. \quad (2.2)$$

При малом значении K возможен переброс дуги на стенку кристаллизатора и его проплавление.

2.4. Системы электропитания и вакуумирования установок ВДП

Установки ВДП питаются постоянным (выпрямленным) током. Обычно используется «прямая» полярность, тогда переплавляемый электрод является катодом. Дуга горит при малых длинах (25–45 мм) и низких напряжениях (20–50 В). Это приводит к тому, что в мощных установках ВДП протекают значительные токи (до 50 кА) [3].

Современные источники питания установок ВДП снабжаются энергией от сети 6–10 кВ и используют для создания выпрямленного тока выпрямители, подключенные через понижающие трансформаторы. Ток от источника питания до печи подводится жесткими шинами, а непосредственно к штоку, поддону и кристаллизатору — гибкими водоохлаждаемыми кабелями.

Удельный расход электроэнергии при ВДП составляет 1400–1600 кВт·ч/т с учетом расхода электроэнергии на вспомогательные операции (100–500 кВт·ч/т). Основной расход электроэнергии вспомогательных операций приходится на работу вакуумных насосов.

Процесс ВДП ведут обычно при разрежении от 10^{-2} до 1 Па, поэтому система вакуумирования должна быть достаточно производительной, чтобы обеспечить создание требуемого разрежения спустя 10–20 мин после закрытия печи, а также для надежного и быстрого удаления всех газов, выделяющихся при плавлении электрода.

Схема системы вакуумирования установок ВДП на небольших печах обычно включает пароструйный масляный насос в комбинации с механическими форвакуумными насосами; для более крупных печей в систему вакуумирования дополнительно включают двухроторные насосы, обладающие высокой скоростью откачки. Главную роль в создании высокого вакуума играет пароструйный масляный («бустерный») насос.

2.5. Технология процесса ВДП

Технологический цикл ВДП состоит из нескольких этапов: подготовительные и вспомогательные операции, вакуумирование рабочего объема установки и проверка натекания, собственно переплав.

Подготовительные операции включают выплавку исходного металла, изготовление и подготовку электродов, чистку кристаллизатора, установку электрода в печь и закрепление его в электрододержателе [8].

Для подготовки расходующихся электродов используется металл, выплавленный в открытых дуговых печах. Более рационально применять электроды, отлитые на УПНРС в основном без обдирки. При этом отрезается верхняя часть электрода с усадочной раковинной: производится зачистка абразивами. Кривизна электрода должна быть не более 20 мм на всю длину (7–8 м). Длина и вес электродов должны обеспечивать получение слитка определенных массы и размеров [5].

Переплав может производиться с затравочной шайбой или без нее. В последнем случае торец электрода смачивается ионизатором (NaCl, KCl). Электрододержатель изготавливается из мягкого железа или из той же марки стали, что и расходующийся электрод. Соединение электрода с электрододержателем осуществляется либо привариванием, либо специальным захватом.

Перед плавкой камера печи, кристаллизатор и поддон очищаются от остатков нагара. Для переплава марок сталей и сплавов, склонных к образованию устойчивой короны, следует использовать кристаллизаторы с нарезкой, шаг которой должен быть 1,0–1,5 мм и глубиной 0,5 мм. Стенки кристаллизатора протираются 2–5 %-м раствором вакуумного масла для лучшего извлечения слитка [5].

Вакуумирование печи производят для удаления воздуха и создания рабочего разрежения в плавильном пространстве еще до включения тока. Перед каждой плавкой проверяется состояние вакуумного уплотнения, давление воды, которое должно быть не менее 2–3 атм при температуре не выше 20 °С; натекание в камеру печи не должно превышать 50 л мкм/с. Важно не только создать рабочее разрежение в печи, но и обеспечить ее герметичность, которая характеризуется величиной натекания.

Различают внутреннее и внешнее натекание. Внутреннее натекание вызывается десорбцией газов с внутренних стенок кристаллизатора и камеры печи, а внешнее связано с поступлением воздуха в печь через неплотности в соединениях отдельных узлов установки ВДП. Внеш-

нее натекание происходит с постоянной скоростью. При большом значении натекания необходимо выявить место неплотности и обеспечить его герметичность. Вакуумно-дуговой переплав производится при остаточном давлении $1 \cdot 10^{-3} - 10^{-2}$ мм рт. ст.

Процесс переплава включает три основных периода: начальный (или период «разведения» ванны), основной и завершающий периоды (или период выведения усадочной раковины).

В начальный период, при работе с затравочной шайбой, после возбуждения дугового разряда между торцом электрода и затравочной шайбой, укладываемой на поддон, производят кратковременный прогрев электрода малым током. Ток в течение 2–5 мин плавно поднимается до значений, составляющих 115–120 % от рабочего тока, а для электрода УПНРС ~120–130 % I_p (по практическим данным) [5]. Выдержка на повышенном токе ~10–30 минут. После полного наведения ванны ток постепенно (в течение 5 мин) снижается до номинального.

При разведении процесса без затравочной шайбы предварительно проводят разогрев торца электрода малыми токами, не вызывающими его оплавления. После окончания прогрева ток в течение одной минуты увеличивается до значений, в 1,3–2 раза превышающих рабочий I_p . После наведения ванны повышенный ток выдерживается еще в течение 5–10 мин, а затем постепенно снижается до I_p . Напряжение на дуге при наведении ванны рекомендуется 26–29 В. Длительность начального периода обычно не превышает 10 % общего времени переплава.

В начале основного периода рабочий ток снижают до номинального или рабочего значения. Величину рабочего тока выбирают с учетом диаметра кристаллизатора, химического состава переплавляемого металла и склонности его к ликвации. Ориентировочно величину рабочего тока I_p , кА, можно определить по уравнению [9]:

$$I_p = D_{кр} \frac{65}{4,2 + D_{кр}}, \quad (2.3)$$

где $D_{кр}$ — диаметр кристаллизатора, м.

Например, для $D_{кр} = 160$ мм, $I_0 = 1,0$ кА, $I_p = 2,6$ кА, $\tau_0 = 4$ мин, а для $D_{кр} = 630$ мм, $I_0 = 4$ кА, $I_p = 10$ кА, $\tau_0 = 20$ мин [5]. Здесь I_0 — ток периода обогрева.

Продолжительность переплава электрода составляет основную долю продолжительности плавки и на печах разной вместимости составляет от 3 до 20 часов.

В завершающий период плавки постепенно снижают рабочий ток, чтобы уменьшить объем жидкой ванны и соответственно снизить объем усадочной раковины.

Электрический режим переплава показан на рис. 2.7. В ряде случаев бывает трудно соблюсти режим, представленный на рис. 2.7, а, и тогда переплав ведут по более простому режиму (рис. 2.7, б).

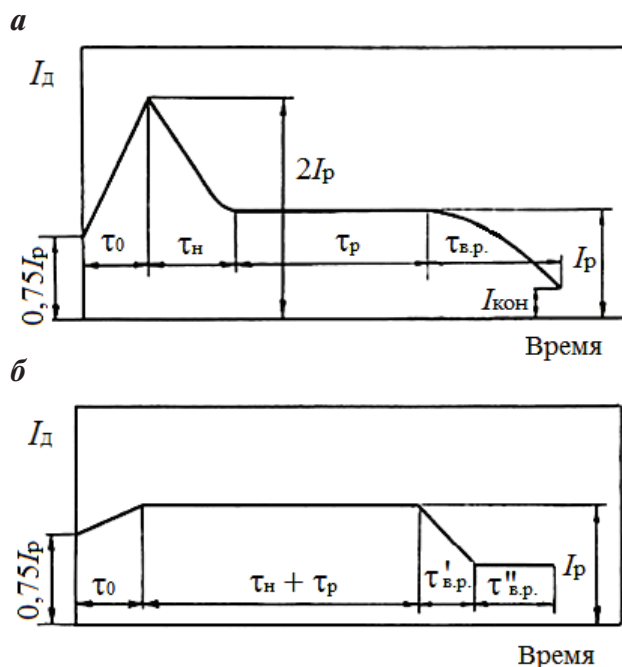


Рис. 2.7. Электрический режим ВДП. Зависимость величины тока дуги (I_d) от времени переплава:

а — начальный период ($\tau_0 + \tau_n$), основной период (τ_p), период вывода усадочной раковины ($\tau_{в.р.}$); б — начальный период (τ_0), основной период ($\tau_n + \tau_p$), период вывода усадочной раковины ($\tau'_{в.р.} + \tau''_{в.р.}$)

После отключения тока слиток охлаждают в вакууме до полной кристаллизации металла в верхней его части. Затем напускают воздух, охлаждают слиток до темно-красного цвета. Происходящая при этом усадка слитка облегчает его извлечение из кристаллизатора. После выгрузки слитка вакуумную камеру, кристаллизатор и поддон очищают от конденсата и готовят для следующей плавки.

Основным показателем нормального хода плавки ВДП является скорость наплавления слитка, которая получается делением черногового

веса слитка на продолжительность переплава, без учета времени прогрева электрода и обогрева ванны при выведении усадочной раковины.

Скорости выплавления и рекомендуемый электрический режим переплава различных марок стали и сплавов приведены в табл. 2.1 [5].

Таблица 2.1

Технологические параметры ВДП в кристаллизаторах различного диаметра [5]

$D_{кр}$, мм	Марка стали	Рекомендуемый электрический режим		Скорость наплавления, кг/мин
		I_p , кА	U_d , В	
160	8 X ₄ H9Ф2 (ЭИ-347)	2,6–3,2	22,5–25,0	1,5–1,6
320	XH35BT (ЭИ-612)	3,5–4,2	23,2–24,2	2,3–2,7
	0X18H12Г	4,2–5,0	24,5–25,5	2,4–2,8
	30XГН ₂ СА 12X21H5T ЭП502	4,5–5,2	24,5–26,0	2,8–3,5
	4X14H14B ₂ M (ЭИ-69)	3,5–4,2	24,0–25,0	2,0–2,8
	30XГСНМА 40XH ₂ СМА	10,0–11,5	23,5–24,5	6,0–6,5
630	33X ₃ СНМВФ (СП33) 38XH ₃ МФА	10,0–12,0	25,0–26,0	6,5–7,5

При ВДП всех марок стали допускается компенсация магнитных полей с помощью соленоида, рабочий ток которого зависит от $D_{кр}$ и переплавляемой марки стали.

Для повышения качества слитка ВДП на некоторых заводах переплав ведут с использованием переменного физического поля (ПФП), рекомендуемые значения амплитуды и полупериода колебаний тока приведены в табл. 2.2 [5].

Таблица 2.2

Значения амплитуды и полупериодов колебаний тока [5]

$D_{кр}$, мм	Амплитуда, кА	Полупериод, с
320	2,0	4
500, 630	3,0–5,0	6

Процесс ВДП может вестись с выведением и без выведения усадочной раковины (конструкционные стали). При выведении усадочной раковины (жаропрочные стали и сплавы) производится выдержка

на пониженной мощности, при которой не происходит наплавления металла (табл. 2.3). Для исключения превышенного угара марганца на марках стали, легированной марганцем, рекомендуется выведение усадочной раковины проводить в атмосфере аргона при давлении 5–30 мм рт. ст.

Таблица 2.3

Режимы выведения усадочной раковины [5]

Диаметр кристаллизатора, мм	Ток обогрева, кА	Время обогрева, мин
320	1,0–2,0	15–20
500	2,0–4,0	30–40
630	3,0–5,0	30–40

Для разжижения твердых шлаковин на поверхности ванны, которые образуются за счет всплывания неметаллических включений, а также уменьшения настыли на стенках кристаллизатора, переплав всех конструкционных сталей ведут с присадкой флюса ($\text{CaO} = 50\%$, $\text{CaF}_2 = 50\%$) при его расходе 30–50 г за 10–20 мин.

После окончания плавки слиток выдерживается в кристаллизаторе после снятия вакуума и напуска воздуха в течение 15–50 мин, а для слитков стали, склонных к трещинообразованию, выдержка может достигать 2–3 ч. В конце плавки нерасплавленная часть электрода (огарок) обычно составляет 10–40 мм.

На слитках, переплав которых проводился без затравочных шайб и с выведением усадочной раковины, технологическая обрезь уменьшается примерно на 50 %. После извлечения из кристаллизатора слитки клеймятся на верхнем торце номером плавов, взвешиваются и передаются в термическое отделение. Нормы технологической обрезки и глубины обдирки слитков ВДП видны из табл. 2.4.

Таблица 2.4

Технологическая обрезь слитков ВДП [5]

Номинальный диаметр чернового слитка, мм	Глубина обдирки, мм	Головная обрезь		Донная обрезь	
		мм	кг	мм	кг
160	3–8	100	15	70	11
320	10–15	120	65	100	55
500	15–25	200	250	100	125
630	20–30	250	525	100	210

В настоящее время разработан переплав конструкционных сталей в ВДП для энергетического машиностроения (34ХН₃М, 25ХН₃МФ, 22К и др.) в слитки массой 10–30 т. Установлено, что степень очищения металла от неметаллических включений (оксидных) зависит от способа раскисления исходного электродного металла. Например, переплав этих сталей в ВДП, предварительно раскисленных оптимальным количеством алюминия (0,05–0,07 %), обеспечивает снижение содержания кислорода и оксидных включений в 2–3 раза, азота — на 30–40 %, а также равномерное их распределение по всему объему слитков ВДП. С целью снижения содержания серы при ВДП применяют электроды, изготовленные из металла, раскисленного РЗМ, в частности церием (до 0,3 %). Опыт показывает, что скорость наплавления металла электрода является одной из важнейших характеристик в технологии ВДП, обеспечивающих высокое качество металла. Недостатками ВДП является низкое качество поверхности и сложность передела слитков. Круглые слитки ВДП перед прокаткой обтачивают и перековывают в квадратную или прямоугольную заготовку [5].

2.6. Процесс кристаллизации металла и формирование слитка

Высокое качество слитка, получаемого методом ВДП, связано не только с повышенной чистотой металла по вредным примесям за счет их удаления в вакууме, но определяется также особыми условиями формирования слитка, существенно отличающимися от условий затвердевания в обычных изложницах или в кристаллизаторах и зонах вторичного охлаждения МНЛЗ.

Затвердевание слитка при ВДП происходит при непрерывном поступлении на поверхность жидкой ванны капель металла с торца плавящегося электрода. Одновременно поверхность жидкой ванны обогревается электрической дугой, а сам слиток интенсивно охлаждается с боковой поверхности стенками водоохлаждаемого кристаллизатора, а со дна — водоохлаждаемым поддоном. Такие условия обеспечивают направленное затвердевание слитка и высокий температурный градиент в жидкой фазе у фронта затвердевания при сравнительно малой

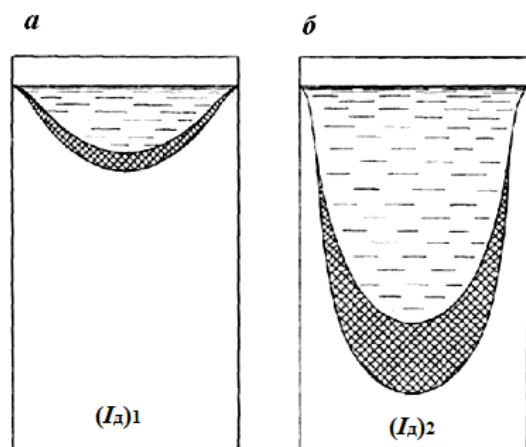


Рис. 2.8. Зависимость глубины ванны от величины тока дуги:

а — ток дуги 1 (I_d)₁, б — ток дуги 2 (I_d)₂

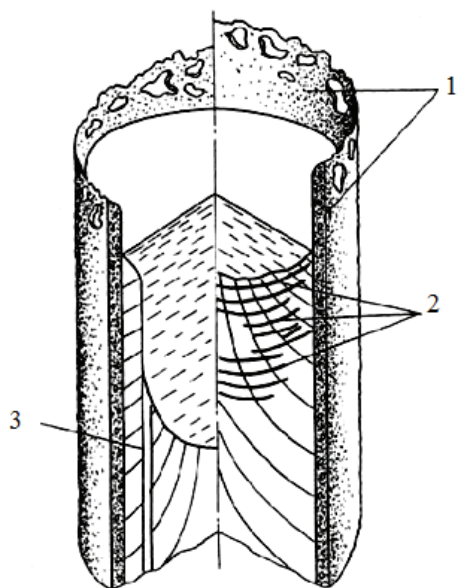


Рис. 2.9. Схема расположения некоторых дефектов слитка ВДП:

1 — корона; 2 — послойная кристаллизация; 3 — светлый контур

глубине жидкой ванны. В этом случае уменьшается протяженность двухфазной зоны, что снижает развития ликвации.

Глубина и форма металлической ванны при ВДП, которая определяет физическую, структурную и химическую неоднородность слитка, зависит в основном от величины тока дуги и диаметра слитка (рис. 2.8) [3]. При одинаковом диаметре кристаллизатора с ростом тока дуги значительно увеличивается глубина жидкой ванны. При

одном и том же токе дуги увеличение диаметра кристаллизатора приводит к уменьшению глубины жидкой ванны.

Получение более мелкой ванны благоприятно влияет на формирование структуры слитка, однако при этом снижается производительность процесса. Поэтому для каждой марки стали и диаметра слитка выбирают оптимальное значение тока дуги, при котором достигается наибольшая производительность установки без ухудшения качества внутреннего строения слитка.

Слитки ВДП имеют плохую поверхность вследствие того, что в процессе переплава в вакууме на стенках кристаллизатора выше уровня жидкого металла конденсируются пары металла и намерзают мелкие брызги. Конденсат и брызги образуют так называемую «корону» (рис. 2.9) толщиной несколько миллиметров и высотой 15–20 см над уровнем ванны [9].

При последующем повышении уровня жидкого металла «корона» частично сплавляется со слитком, а частично в неизменном виде сохраняется на его поверхности, образуя неровную корку. Эту грубую пористую корку перед горячей деформацией слитка необходимо полностью удалить. Поэтому слитки ВДП перед ковкой или прокаткой обтачивают на токарных станках на глубину до 10 мм для удаления дефектного поверхностного слоя.

В структуре слитков ВДП, в зависимости от их состава, условий получения и электрического режима плавки, иногда обнаруживаются внутренние дефекты. Характерными дефектами являются «послойная кристаллизация» и «светлый контур» (рис. 2.10).

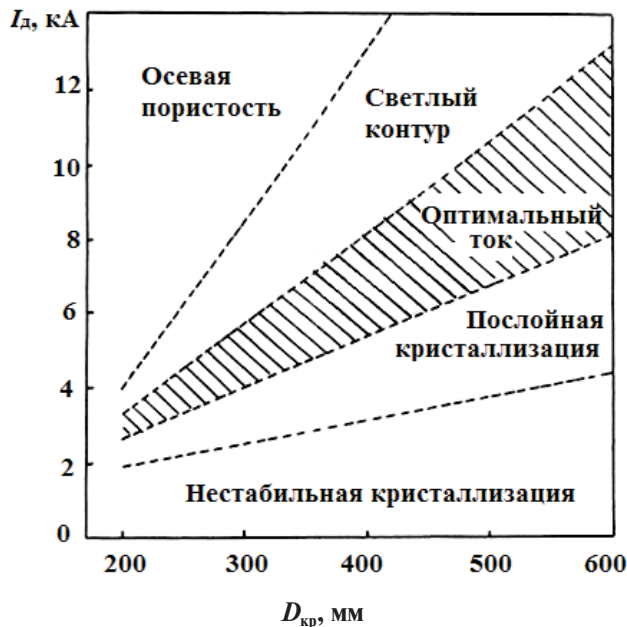


Рис. 2.10. Влияние величины тока дуги и диаметра кристаллизатора на образование дефектов структуры в слитках конструкционной стали при ВДП

Послойная кристаллизация проявляется в виде тонких, с пониженной травимостью слоев металла, которые в сечении слитка повторяют профиль жидкой металлической ванны.

Послойная кристаллизация вызывается кратковременными остановками затвердевания. Она обычно обнаруживается в слитках, наплавляемых медленно, при малой глубине жидкой металлической ванны.

Короткие остановки затвердевания в этих условиях могут вызываться нестабильностью электрического режима дуги, механическими колебаниями ванны из-за газовыделения, падения кусков короны, вибрации оборудования и др. Поскольку послойная кристаллизация не сопровождается значительным изменением содержания примесей в этих участках, считается, что эта особенность структуры не ухудшает свойств металла. Поэтому ее не причисляют к браковочным признакам.

Светлый контур представляет собой широкую светлую полосу, параллельную образующей слитка и расположенную на расстоянии 20–60 мм от поверхности. На поперечных темплетах эта полоса повторяет контур сечения кристаллизатора.

Появление в слитке ВДП светлого контура вызывается длительной остановкой затвердевания за счет интенсивного поступления перегретого жидкого металла в ванну. В этом случае на вертикальном фронте затвердевания создаются благоприятные условия для обеднения твердой фазы ликвирующими примесями (углерод, сера). С учетом изменения химического состава стали в светлой полосе и одновременно ухудшения структуры осевой зоны слитка (появление рыхлости), образование светлого контура в металле ВДП считается нежелательным, и его стараются предотвратить оптимизацией и стабилизацией электрического режима.

Оптимальный ток дуги составляет 150–200 А на 1 см диаметра кристаллизатора. При очень высокой скорости переплава (большой величине тока дуги) в слитке ВДП образуются грубая зональная сегрегация и осевая физическая неоднородность.

2.7. Качество и сортамент металла ВДП

Содержание серы и фосфора в слитке ВДП мало отличается от исходного состава переплавляемого электрода. В процессе переплава происходит дегазация металла, испарение отдельных компонентов сплава, раскисление металла и удаление части неметаллических включений. Снижение концентрации газов составляет: водорода — на 70–90 %, азота — на 40–50 %, кислорода — на 60–70 %. Значительно уменьшается содержание неметаллических включений, они становятся мельче и более равномерно распределены в матрице. При ВДП

из металла путем испарения успешно удаляется свинец, в меньшей степени цинк, висмут, кадмий, сурьма и в незначительно количестве — олово. Слитки, кристаллизующиеся в водоохлаждаемом кристаллизаторе, более однородны по химическому составу и макроструктуре.

Влияние вакуумно-дугового переплава на свойства сталей и сплавов:

1. **Жаропрочные стали и сплавы.** Повышается технологическая пластичность, увеличивается выход годного металла при ковке и прокатке слитков, увеличивается жаропрочность, уменьшается анизотропия пластических свойств, снижается разброс служебных характеристик.
2. **Нержавеющие стали.** Повышается технологическая пластичность, что очень важно для получения труб. Улучшается сопротивление коррозии, повышаются механические свойства.
3. **Конструкционные стали.** Уменьшается анизотропия механических свойств, повышается пластичность, надежность в работе, увеличивается хладостойкость. Кроме того, снижается число внутренних дефектов, выявляемых ультразвуковым контролем, улучшается свариваемость, устраняются дефекты, связанные с образованием флокенов.
4. **Подшипниковые стали.** Главная задача ВДП этих марок стали состоит в значительном снижении неметаллических включений. Это приводит к повышению надежности и долговечности работы подшипников качения, ресурс работы которых увеличивается в 1,5–2,0 раза.

Таким образом, ВДП оказывается исключительно важным при производстве сталей разного назначения для тех отраслей промышленности, где предъявляются наиболее высокие требования к надежности и специальным свойствам стали.

Преимущества металла ВДП состоят в высокой однородности химического состава и структуры по всему объему слитка, отсутствии грубых загрязнений, высокой чистоте по содержанию газов и неметаллических включений.

Вопросы для самоконтроля

1. Из каких основных элементов состоит вакуумно-дуговая печь?
2. Опишите принцип работы ВДП с расходным электродом.

3. Из чего изготавливается не расходующийся электрод? Его назначение?
4. Перечислите особенности электрического дугового разряда в вакууме.
5. Перечислите основные характеристики вакуумно-дуговой печи.
6. Типы вакуумно-дуговых печей.
7. Из каких этапов состоит технологический цикл ВДП.
8. Основные задачи подготовительных операций.
9. Как производится вакуумирование печи? Что такое внутреннее и внешнее натекание?
10. Из каких периодов состоит процесс переплава в ВДП?
11. Назовите основной показатель нормального хода плавки.
12. Особенности формирования слитка при ВДП.
13. Какие факторы влияют на глубину и форму металлической ванны?
14. Назовите оборудование, обеспечивающее систему вакуумирования ВДП.
15. Причины образования короны слитка.
16. Перечислите дефекты слитков, характерные при ВДП.
17. За счет чего обеспечивается высокое качество слитка при ВДП?

3. Гарнисажный переплав

Гарнисажная печь относится к категории вакуумных дуговых печей с расходуемым электродом для производства слитков различных сечений. В отличие от печей ВДП гарнисажная печь не требует другой печи или прессы для получения расходуемого электрода, поскольку новый электрод наряду со слитком получается в каждом плавильном цикле. В отличие от большинства электронно-лучевых печей в гарнисажной печи можно плавить сплавы со сравнительно летучими элементами (например, алюминием, хромом), а в отличие от плазменных дуговых — в ней можно плавить губку [10–12].

Гарнисажная плавка является гибким и действенным инструментом для получения в промышленном масштабе качественных слитков экономически целесообразным образом.

3.1. Конструкция гарнисажной печи

Гарнисажная плавильная печь состоит из вакуумной камеры, в которой находится тигель специальной формы. Вертикально перемещающийся электрододержатель проходит в крышку камеры через систему уплотнений. Расходуемый электрод крепится к электрододержателю, а титановые отходы (и при необходимости титановая губка и/или легирующие) загружаются в тигель. Конструкция печи представлена на рис. 3.1 [11].

В качестве источника нагрева используется вакуумный электродуговой разряд большой мощности (вакуумная электрическая дуга). При подаче напряжения постоянного тока к электрододержателю и тиглю можно зажечь дугу между нижним концом расходуемого электрода и материалом, находящимся в тигле. Когда весь электрод полностью

оплавлен, электрододержатель быстро поднимают, а расплав сливают в изложницу, размещенную в вакуумной камере. Внутреннее сечение изложницы может быть круглым, квадратным, прямоугольным и т. п.

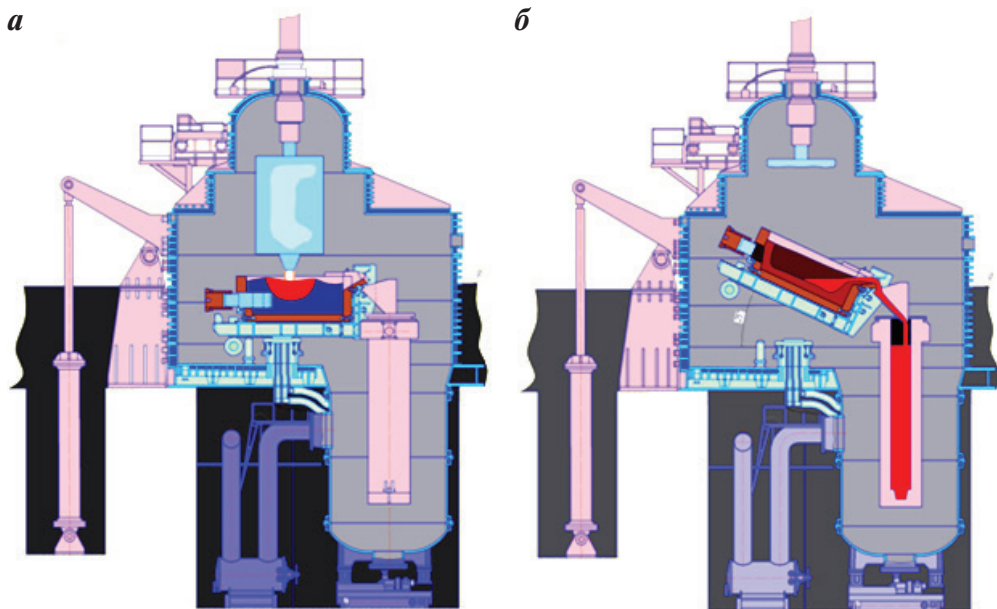


Рис. 3.1. Конструкция гарнисажной печи в процессе:

а — выплавки; *б* — слива сплава

Остатки расплавленного металла затвердевают в тигле, образуя новый расходный электрод. После охлаждения слиток извлекают из изложницы, а новый расходный электрод извлекают из тигля. Плавильный цикл, следовательно, является самообеспечивающим.

Если нужно плавить новую марку сплава, проводят специальную плавку для формирования гарнисажа — расходного электрода требуемой марки.

Печь ориентирована, в основном, на производство литых заготовок, предназначенных для передела в полуфабрикаты, минуя повторный переплав.

Печь оснащена источником питания на силу тока 150 кА. В состав печного оборудования входит вакуумная система, состоящая из трех параллельных веток по три механических насоса в каждой, а также водокольцевого насоса предварительного разрежения.

Переплавляемые отходы имеют разнообразную форму, а их размеры практически ограничиваются только размерами внутреннего пространства тигля. Схема тигля представлена на рис. 3.2 [11].

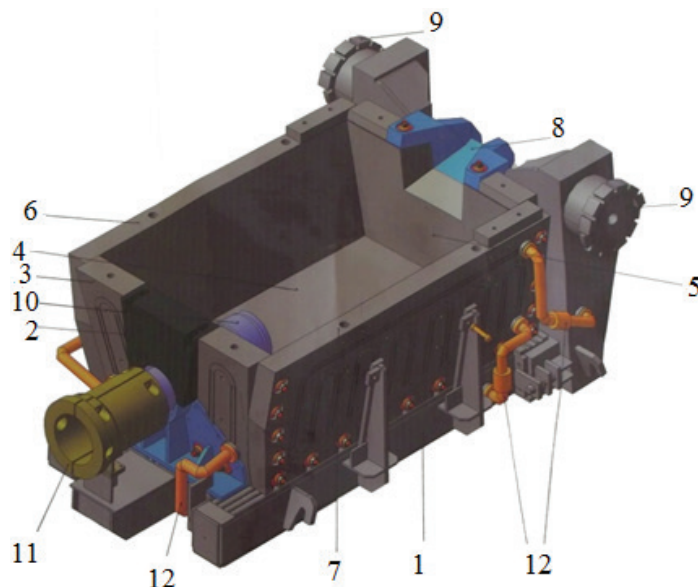


Рис. 3.2. Тигель медный водоохлаждаемый печи вакуумной гарнисажной модели ДТВГ- 4 ПФ:

- 1 — рама тигля; 2 — съемная траверса; 3 — стенка задняя тигля; 4 — дно тигля; 5 — стенка передняя тигля; 6 — стенка боковая левая тигля; 7 — стенка боковая правая тигля; 8 — носок; 9 — цапфы; 10 — стержень гарнисажный; 11 — инвентарная головка; 12 — система водоохлаждения тигля

В тепловом отношении процесс плавления в гарнисажной печи относится к категории нестационарных процессов. Для управления процессом плавки заданный энергетический баланс может быть обеспечен балансом мощности, с одной стороны, и безопасными условиями плавления — с другой. Здесь под безопасными условиями понимаются температурные условия плавления тигля наиболее теплонапряженного узла печи, который должен не только сохранять свою целостность по ходу плавления (обязательное требование), но и иметь минимальное термическое напряжение и коробление.

Тигель снабжен системой термического контроля, включающей свыше 20 термопар, размещенных в различных точках днища и стенок тигля, а также систему регистрации и визуализации значений этих термопар. Опыт показывает, что уровень температур стенки тигля,

равный 100–200 °С, является наиболее подходящим. Большое значение имеет также изменение температур по ходу процесса. Например, если термопары, установленные в боковых стенках тигля выше уровня зеркала ванны, показывают большие значения и/или высокие скорости изменения температур, значит следует уменьшить приблизительно на 1 В напряжение или поддерживать это пониженное напряжение в ручном режиме. Если термопары, установленные в днище или стенках тигля ниже уровня зеркала ванны, показывают большие значения и/или высокие скорости нарастания температуры, значит следует на несколько минут уменьшить вводимую мощность, увеличить таким образом толщину гарнисажа и снизить тепловой поток на тигель.

При плавлении дугой постоянного тока выделяемая на катоде энергия используется для расплавления расходуемого электрода, а выделяемая на аноде — для расплавления загруженного в тигель материала и поддержания металла в жидком состоянии.

По мере расплавления расходуемого электрода увеличивается не только уровень тепловых потерь, но и теплосодержание титана, что приводит к увеличению объема (массы) ванны жидкого металла.

Гарнисажная печь является агрегатом периодического действия, так как она должна быть возвращена к исходным условиям до начала нового плавильного цикла. Ее производительность приблизительно пропорциональна размерам выплавляемого слитка и, таким образом, размерам самой печи. На печи можно получать слитки весом 1,5–1,7 т за каждый цикл. Длительность цикла зависит от многих факторов, главным образом — от продолжительности загрузки, охлаждения и разгрузки. Длительность полного плавильного цикла (т. е. времени, необходимого для получения слитка) составляет приблизительно 14 часов. Экспериментально показано, что годовая производительность слитков, равная 4800 т/год, вполне реалистична в условиях пятидневной рабочей недели.

3.2. Технология выплавки титановых сплавов в гарнисажной печи

Технология выплавки слитков титановых сплавов в вакуумных электропечах типа ДТВГ–4 ПФ включает следующие операции [12]:

- расчет шихты и оформление задания;
- подготовка шихтовых материалов;
- подготовка печи к загрузке;
- загрузка печи для выплавки слитка;
- плавление;
- слив металла;
- охлаждение;
- разгрузка печи;
- механическая обработка, контроль химического состава и сдача слитка.

Схема потоков материалов в плавильном цикле гарнисажной печи приведена на рис. 3.3.

При расчете шихты и составлении задания на плавление должны быть учтены все требования и ограничения по использованию материалов для шихтовки данного сплава. Масса порции шихты на плавку определяется технологом участка с учетом массы блока расходомерного электрода и необходимой

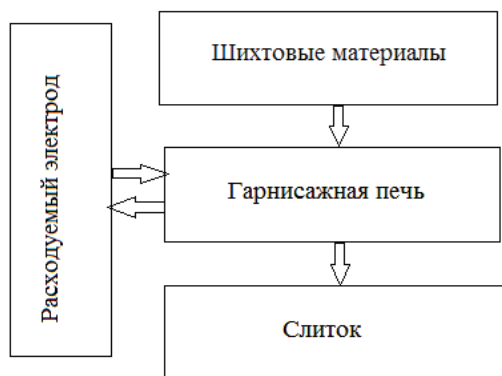


Рис. 3.3. Потоки материалов в плавильном цикле гарнисажной печи

массы выплавляемого слитка; при этом оптимальной считается масса гарнисажа, находящаяся в промежутке от 10 до 12 т.

Масса загружаемого в печь металла должна быть не более 18 тонн. Масса сливаемого металла, в зависимости от диаметра изложницы, должна быть от 4,2 до 5,0 т. При подготовке шихтовых материалов производится визуальный контроль всех компонентов шихты на соответствие условиям запуска, проверка точности взвешивания компонентов шихты, контроль тары на отсутствие загрязнений и инородных материалов.

Подготовка печи к загрузке включает следующие операции: плавильщик, используя капроновую щетку, металлическую щетку, скребок и приспособление для чистки изложниц, проводит чистку изложницы, поддона и литейной воронки, траверсы и экранов, крышки и узлов крепления электрододержателя, свода печи, тигля от конденсата, корольков и сплесов металла.

Перед загрузкой печи для выплавки слитка необходимо собрать и установить в печь инвентарную головку. Один гарнисажный стержень используют для выплавки слитков только одной марки сплава.

Приготовленные для загрузки шихтовые материалы загружаются в следующей последовательности:

- крупногабаритные отходы (оплавыши, темплеты, оборотные огарки);
- часть кусковых отходов того же состава, что выплавляемый сплав;
- часть стружки;
- прессованные электроды;
- легирующие добавки.

Загруженная шихта не должна выходить за габариты внутреннего пространства тигля. Блок расходуемого электрода присоединяют к электрододержателю. Печь закрывают.

Плавление. Перед началом плавления электрик проверяет исправность системы управления, изоляцию токоведущих частей печи, исправность регулятора напряжения дуги. Вакуумирование печи ведется при включенных приборах контроля. Плавление всех сплавов производится в вакууме при работающих в течение всей плавки вакуумных насосах. Процесс плавления ведется с помощью автоматического регулятора дуги. Момент окончания процесса плавления определяется визуально по положению зеркала ванны наплавленного металла в тигле [12].

Слив металла в изложницу производится до достижения требуемого уровня металла в изложнице, который определяется по положению зеркала расплава в изложнице. Слив прекращают и возвращают тигель в исходное положение. Продолжительность слива, от момента отключения источников питания до обратного поворота тигля, должна быть не более 150 секунд. Запрещается производить повторный слив металла в изложницу, в которой уже формируется слиток.

Режим охлаждения выплавленного металла в печи в среде гелия — не менее 9 часов, в вакууме при работающих вакуумных насосах — не менее 12 часов.

Разгрузка печи включает следующие операции:

- в печь через натекатель напускают воздух до атмосферного давления;
- вскрывают печь, снимают гарнисажный стержень с остатком гарнисажа;

- выгружают литейную воронку из печи, разбирают ее и освобождают от настыли;
- закрывают изложницу крышкой, извлекают ее из печи, выгружают съемную площадку и помещают на нулевую отметку бокса печи;
- снимают защитные экраны и ставят в поддон для чистки;
- снимают траверсу и извлекают вновь сформированный блок расходного электрода из тигля.

Механическая обработка слитка производится с целью обрезки короны, проточки хвостовика и взятия пробы для химического анализа. При обработке слитка оставшаяся часть короны должна быть не более 20 мм.

Контроль качества готовой продукции проводится на соответствие химического состава требованиям нормативной документации.

3.3. Подготовка шихтовых материалов

Шихтовыми материалами для выплавки титановых сплавов являются: титановая губка, легирующие элементы в виде чистого металла (Al), отходы титановых сплавов (куски, темплеты, стружка и другие).

Титановая губка представляет собой серую пористую металлическую массу плотностью от 1,5 до 2,9 г/см³. Фракционный состав губчатого титана регламентирован ГОСТ 17746–79 в пределах: от –12 до + 2; от –25 до +12; от –70 до +12 [12]. Химический состав и твердость по Бринеллю титановой губки приведены в табл. 3.1 [9]. Титановая губка поступает на предприятие, упакованная в герметично закрытую тару вместимостью 0,25 м³, изготовленную из алюминиевых сплавов. Губчатый титан — продукт гигроскопичный и при хранении на воздухе теряет свои качества. Для длительного хранения из контейнеров откачивают воздух и наполняют аргоном, что предотвращает увлажнение губки.

При поступлении в цех титановая губка проходит входной контроль на специально оборудованном участке. После просмотра на установке визуального контроля с ленточного транспортера губка ссыпает-

ся в свое тарное место, которое герметично закрывается. Контейнер пломбируют и выписывают бирку.

Таблица 3.1

Химический состав и твердость по Бринеллю титановой губки

Марка титановой губки	Ед. НВ, не более	Примеси, не более %						
		Fe	Si	Ni	C	Cl	N	O
ТГ–90	90	0,05	0,01	0,04	0,02	0,08	0,02	0,04
ТГ–100	100	0,06	0,01	0,04	0,03	0,08	0,02	0,04
ТГ–110	110	0,09	0,02	0,04	0,03	0,08	0,02	0,05
ТГ–120	120	0,11	0,02	0,04	0,03	0,08	0,02	0,06
ТГ–130	130	0,13	0,03	0,04	0,03	0,10	0,03	0,02
ТГ–150	150	0,20	0,03	0,04	0,03	0,12	0,03	0,10

Легирующие компоненты вводятся в шихту в чистом виде или в виде лигатур на основе алюминия. Это обусловлено их плотностью, температурой плавления и возможностью расплавления в условиях плавки. В чистом виде можно применять следующие легирующие компоненты титановых сплавов: алюминий, марганец, железо, кремний. Сплав ВТ–9 легируют алюминием в чистом виде [12].

В прессовый отдел плавильного цеха алюминий поступает в виде катанки диаметром не более 20 мм и в виде полосы шириной не более 50 мм. Катанка по всей длине должна иметь чистую, ровную, гладкую поверхность без трещин, закатов, заусенец, плен, раковин и посторонних включений. В шихту используется алюминий с чистой белой поверхностью, допускается с пятнами матового желтого оттенка. Поступившую катанку рубят на специальной установке на кусочки длиной не более 30 мм. Алюминиевая полоска рубится на краты длиной не более 50 мм. В измельченном виде после 10 % визуального контроля алюминий хранится в шихтовом отделении в закрытых металлических ящиках.

Алюминий в легировании титановых сплавов имеет особое значение по ряду причин:

- 1) это единственный широко применяемый металл, стабилизирующий α -фазу;
- 2) он эффективно упрочняет сплав при сохранении удовлетворительной пластичности;
- 3) с увеличением содержания алюминия повышается жаропрочность и сопротивление ползучести сплавов титана;

- 4) алюминий широко распространен в природе, доступен, сравнительно дешев;
- 5) плотность алюминия значительно меньше плотности титана, и поэтому введение алюминия снижает плотность сплавов и повышает их удельную прочность.

Возвратные отходы формируются в партии по маркам сплавов для вовлечения методом гарнисажных электрических печей (ГРЭ) при отсутствии следов от автогенного реза, прочих загрязнений. Возвратные отходы, используемые в шихту на гарнисажных печах, приведены на рис. 3.4–3.10 (фотографии возвратных отходов предоставлены бакалавром Букриной Надеждой Сергеевной).



Рис. 3.4. Оплавыш, темплет и слиток

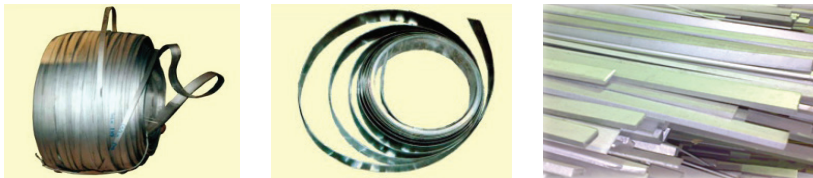


Рис. 3.5. Кромка рулонов — бухты, штрипсы и кромка листов



Рис. 3.6. Выдра, диски, пресс-утяжины и утяженные концы прутков



Рис. 3.7. Облой штампованных слябов



Рис. 3.8. Штамповки, лопатки



Рис. 3.9. Отливки ЭЛП, «обсечка», кусок



Рис. 3.10. Стружка

Крупногабаритные штамповки размерами более 1500 мм разделяются на краты в цехах их образования без использования автогенного реза на длину 1000–1500 мм, формируются в партии по маркам сплавов для переработки под вовлечение методом ГРЭ.

Отходы, образованные на гарнисажной печи, вовлекаемые в шихту, представлены на рис. 3.11.



Рис. 3.11. Настыль литейной воронки, «корона» и огарки с остатком гарнисажа

Предварительно отходы необходимо измельчить и удалить с их поверхности слой, содержащий повышенное количество газовых примесей. Для этого листовые отходы предварительно травят, измельчают на механических ножницах до размеров 70×70 мм и затем обезжиривают. Кусковые отходы куят и рубят в нагретом состоянии на куски

размером не более $60 \times 60 \times 60$ мм. При плавке используют стружку сухую (не окисленную) без видимых цветов побежалости. Стружку рубят до размеров не более 70 мм и подвергают магнитной сепарации для удаления пластин твердосплавных резцов, которые попадают в стружку при токарной обработке титановых сплавов и, не расплавившись, могут образовать в слитке инородные включения.

3.4. Приготовление прессованного блока электрода

Основной способ приготовления прессованного блока для гарнисажной плавки — полунепрерывное порционное прессование компонентов шихты (титановой губки, стружки и куска) в проходную коническую втулку-матрицу.

Прессование ведут на мощных горизонтальных или вертикальных гидравлических прессах. Применение вертикальных прессов предпочтительнее, так как в этом случае распределение компонентов шихты по горизонтальному и вертикальному сечению блока более равномерное.

Пресс-штемпель посредством пресс-шайбы толкает губку в конусную матрицу, которая установлена в направляющей втулке. Порция губки спрессовывается, пресс-штемпель отводится в исходное положение и загружается очередная порция губки.

Для уменьшения усилий прессования матрица подогревается до $250\text{--}300^\circ\text{C}$. Для того чтобы порции шихты в блоке соединялись между собой, пресс-шайба имеет фигурную поверхность торца. Последнюю порцию шихты прессуют плоской пресс-шайбой. Одно из основных условий получения прочного блока — достижение достаточного удельного давления прессования $180\text{--}200\text{ кг}\cdot\text{с}/\text{см}^2$. Плотность готового блока $3,8\text{--}4,0\text{ г}/\text{см}^3$ [12].

3.5. Переплав титановых сплавов в гарнисажных печах

Титан — при температуре плавления высокоактивный металл, который взаимодействует с кислородом и азотом воздуха, поэтому для приготовления титановых сплавов не применима технология открытой

плавки. Выплавку слитков производят на гарнисажных печах ДТВГ–4ПФ. Технические характеристики печи приведены в табл. 3.2 [12].

Работа механизмов в технологическом цикле гарнисажной печи:

1. Установка огарка в заднюю стенку тигля. Сборка задней стенки тигля. Установка термопар в заднюю стенку тигля. Установка защитного экрана огарка.

2. Загрузка тигля шихтовыми материалами.

3. Установка изложницы в печь. В технологическом пролете изложница устанавливается с помощью электромостового крана в передаточную тележку, с помощью которой изложница перемещается к месту установки узла крепления с печью. С помощью подъемного механизма изложница поднимается к фланцу печи. При этом происходит автоматическое присоединение и включение системы водоохлаждения путем открытия электроклапанов механизма разъединения. Подается давление воды. Герметичность соединения контролируется визуально.

Таблица 3.2

Технические параметры печи ДТВГ–4ПФ

№	Наименование параметра	Величина параметра
1	Тип литейных форм	Стальные неохлаждаемые изложницы
2	Номинальный диаметр отливаемых слитков, мм	485, 550, 650, 740
3	Масса расплава по сливу, кг	7500
4	Скорость плавления, кг/мин	50–85
5	Скорость литья расплава из тигля, кг/мин	2500–4000
6	Источник питания	ПИТ 50000/150
7	Количество источников питания, шт.	3
8	Установленная мощность источника, кВт	не более 22500
9	Максимальный рабочий ток, кА	150
10	1Рабочее напряжение, В	50–75
Охлаждающая вода:		
	• давление, кПа (кгс/см^2), не менее	294 (3)
	• расход, $\text{м}^3/\text{ч}$, не более	12
	• температура на выходе, $^{\circ}\text{C}$, не более	35

4. Установка защитных экранов и корпуса печи.

5. Подключение системы охлаждения корпуса печи. При установке корпуса печи на основание происходит автоматическое присоеди-

ние и включение системы водоохлаждения путем открытия электроклапанов механизма разъединения. Подается давление воды. Герметичность соединения контролируется визуально.

6. Установка блока расходуемого электрода на тележку.

7. Установка крышки печи над корпусом (крышка печи устанавливается над сводом с помощью поворота колонны консольно-поворотного механизма на 90°).

8. Присоединение электрододержателя к блоку расходуемого электрода (присоединение производится автоматическим захватом и прижимается гидроцилиндром).

9. Герметизация печи. Вакуумирование печи. Герметизация печи производится путем опускания крышки печи на свод печи с помощью гидравлического привода. Для вакуумирования печи производится включение форвакуумной линии откачки. При достижении необходимого уровня остаточных газов в печи производится включение двух линий «чистой» откачки.

10. Плавление шихты и блока расходуемого электрода. Заполнение изложницы расплавом. Перед зажиганием дуги электрододержатель с ГРЭ на маршевой скорости перемещают вниз до возникновения электрического контакта с шихтой в тигле. Зажигание дуги происходит при разрыве электрического контакта перемещением электрододержателя вверх на маршевой скорости. При плавлении происходит перемещение электрододержателя с ГРЭ вниз на рабочей скорости. По окончании плавления включается маслостанция привода поворота тигля, выключается дуга, огарок на маршевой скорости перемещается вверх, одновременно с движением электрододержателя включается механизм поворота тигля. Заполнение металлом изложницы происходит до срабатывания системы дозирования. После заполнения кристаллизатора металлом тигель возвращается в горизонтальное положение. Доплавление огарка производится аналогично операции плавления за исключением слива металла в изложницу. Электрододержатель перемещается вверх до крайнего положения.

11. Охлаждение продуктов плавки. Для охлаждения продуктов плавки закрываются вакуумные задвижки (дистанционно), отключаются вакуумные насосы, подается в вакуумный объем печи гелий.

12. Подача атмосферного воздуха в печь.

13. Отсоединение огарка от электрододержателя. Отведение в сторону крышки печи. Крышка печи приподнимается над сводом печи,

тележка устанавливается в центре свода, электрододержатель с огарком перемещается на маршевой скорости к установочному гнезду тележки, огарок устанавливается в гнездо и производится отсоединение огарка от электрододержателя. Освободившийся электрододержатель на маршевой скорости перемещают вверх. Крышка печи отводится в сторону с помощью поворота колонны консольно-поворотного механизма на 90°.

14. Съём огарка с тележки.

15. Отсоединение системы охлаждения от корпуса печи (сбрасывается давление в системе охлаждения, закрываются электроклапаны в механизме разъединения).

16. Отведение свода печи на пост чистки.

17. Отведение изложницы со слитком на пост разборки. Разборка изложницы, укладка слитка на стеллаж. Сбрасывается давление в системе охлаждения, закрываются электроклапаны в механизме разъединения. При помощи механизма подъема изложницу опускают на тележку, при этом система водоохлаждения автоматически отключается и отсоединяется, тележка с изложницей перемещается в технологический пролет на пост разборки и чистки. Установка изложницы на эстакаду, снятие изложницы с поддона, установка ее на пост чистки. Снятие слитка с поддона и укладка его стеллаж.

18. Снятие защитного экрана огарка. Извлечение термопар из задней стенки тигля. Разборка задней стенки тигля.

19. Извлечение блока расходоуемого электрода из тигля.

20. Чистка тигля.

21. Чистка корпуса печи. Сушка корпуса печи (операции проводятся на специальном стенде в технологическом пролете).

22. Навешивание шихтовых материалов на следующую плавку.

23. Удаление шлама из чаши поста и сушки корпуса печи.

24. Подготовка изложницы на следующую плавку.

Вопросы для самоконтроля

1. Назовите источник нагрева в гарнисажной печи.
2. Какие примеси удаляются из титановых сплавов в процессе переплава в гарнисажной печи?

3. Перечислите основные этапы технологии выплавки титановых сплавов в ГРЭ.
4. Какие шихтовые материалы применяются в гарнисажной плавке.
5. Как подготавливают шихтовые материалы к плавке в гарнисажной печи?
6. Опишите процесс подготовки прессованного электрода к плавке в ГРЭ.
7. Назовите этапы переплава титановых сплавов в гарнисажных печах.
8. Перечислите технические параметры печи ДТВГ–4 ПФ.
9. Перечислите основные элементы конструкции ГРЭ.
10. Назовите этапы технологии выплавки в ГРЭ.
11. Как формируется гарнисаж и его назначение?

4. Электрошлаковый переплав (ЭШП)

Сущность ЭШП состоит в переплаве расходующегося электрода в электрошлаковой печи за счет тепла, выделяющегося в слое жидкого шлака при прохождении через него электрического тока, капельном переносе через слой шлака электродного металла, рафинировании жидкого металла нагретым до высокой температуры шлаком и последовательном затвердевании металла в водоохлаждаемом кристаллизаторе [14, 15].

На рис. 4.1 приведена схема установки ЭШП, в которой элементом сопротивления является ванна расплавленного шлака. При прохождении тока жидкий шлак, обладающий достаточно большим электрическим сопротивлением, сильно разогревается и погруженный в него металлический электрод нагревается и оплавляется с торца. Металл каплями перетекает с оплавленной части электрода через шлак в водоохлаждаемую изложницу, в которой постепенно формируется наплавляемый слиток [14].

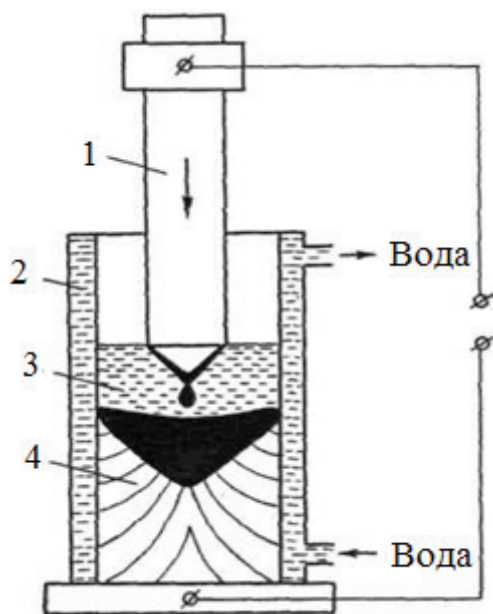


Рис. 4.1. Установка ЭШП:

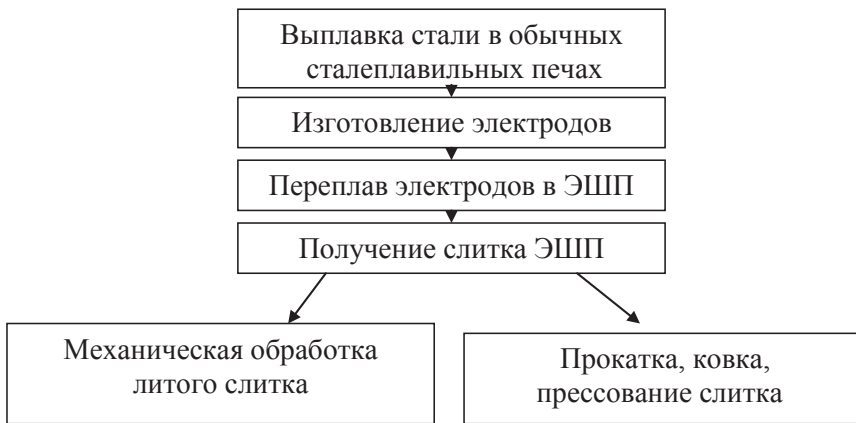
1 — переплавляемый электрод; 2 — водоохлаждаемый кристаллизатор; 3 — ванна расплавленного шлака; 4 — затвердевший слиток

В результате переплава металл очищается от серы и неметаллических включений а направленная кристаллизация слитка обеспечивает получение плотной структуры литого металла. Способ ЭШП изобретен и разработан в институте электросварки им. Е. О. Патона

АН УССР в начале 50-х годов, а в 1958 г. было налажено промышленное производство слитков на заводе «Днепроспецсталь». Высокая технологическая гибкость процесса ЭШП и хорошее качество переплавляемого металла способствовали быстрому внедрению технологии ЭШП в практику отечественной металлургии и машиностроения.

Имеется много разновидностей конструкций печей ЭШП; большинство из них работает на переменном токе промышленной частоты.

В общем виде технологическую схему получения высококачественных заготовок с использованием метода электрошлакового переплава можно представить так [15]:



Первый этап плавки состоит в получении стали в сталеплавильном агрегате (дуговая электропечь, мартеновская печь, кислородный конвертер) по традиционной технологии с возможно низким содержанием вредных примесей, газов и неметаллических включений.

Второй этап состоит в изготовлении из выплавленной стали длинномерных заготовок — электродов для последующего переплава в установках ЭШП. Эти электроды (круглого, квадратного или прямоугольного сечения) отливают в специальных изложницах или непрерывной разливкой стали на МНЛЗ. В некоторых случаях электроды получают путем прокатки обычных слитков квадратного или прямоугольного сечения.

Поверхность полученных электродов подвергают механической обработке с целью удаления слоя оксидов, образовавшихся в процессе отливки или прокатки заготовок.

Третий этап состоит в переплаве электродов в установках ЭШП и получении слитка, отличающегося низким содержанием примесей, высокой плотностью металла и отсутствием внутренних дефектов, характерных для обычных слитков.

Последняя стадия процесса состоит в обработке слитка ЭШП для получения требуемых заготовок. Металл слитка ЭШП может использоваться в литом состоянии; в этом случае слиток подвергают только механической обработке для доведения размеров литой заготовки до нужных значений. Второй вариант обработки слитка ЭШП состоит в том, что его нагревают и подвергают обработке давлением (прокатка, ковка, прессование).

Для переплава электродов используют специальные установки ЭШП, схемы которых приведены на рис. 4.2 [16].

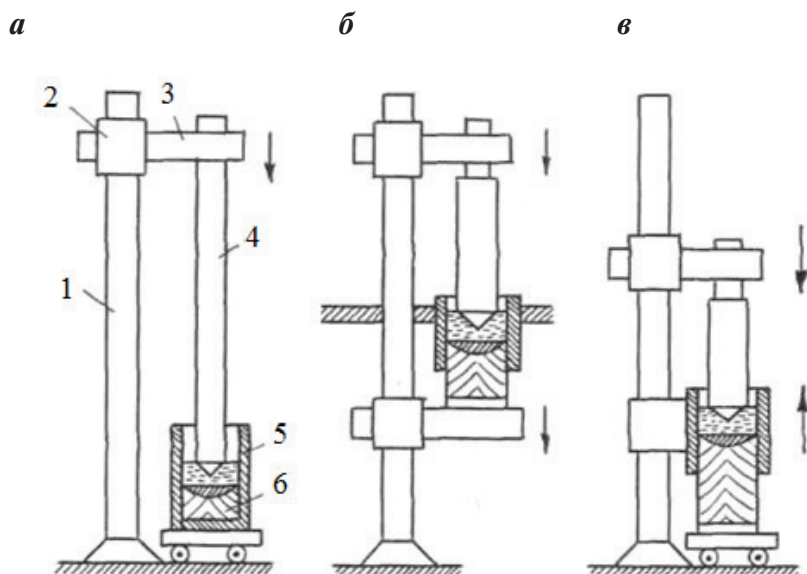


Рис. 4.2. Схема процессов ЭШП с различными вариантами перемещения электрода и кристаллизатора [16]:

а — электрод опускается, кристаллизатор и слиток неподвижны; *б* — электрод и слиток опускаются, кристаллизатор неподвижен; *в* — слиток неподвижен, электрод опускается, кристаллизатор поднимается; 1 — колонна; 2 — каретка; 3 — электрододержатель; 4 — переплавляемый электрод; 5 — кристаллизатор; 6 — слиток

Наиболее просто процесс ЭШП осуществляется с использованием неподвижного водоохлаждаемого кристаллизатора (рис. 4.2, *а*). Переплавляемый электрод закреплен в электрододержателе и с помощью

каретки перемещается вниз или вверх по колонне. По мере оплавления электрода он перемещается вниз с таким расчетом, чтобы оплавляемый торец электрода все время находился в жидком шлаке, а расстояние от торца электрода до металлической ванны сохраняло оптимальное значение.

Возможен вариант переплава электрода с использованием неподвижного, сравнительно короткого кристаллизатора и опускающегося со слитком поддона (рис. 4.2, б).

Применяется и другой вариант схемы ЭШП, при котором поддон со слитком неподвижен, а короткий кристаллизатор перемещается снизу вверх, навстречу опускающемуся расходуемому электроду (рис. 4.2, в).

Установки ЭШП по схеме питания их электрическим током реализуются по многим вариантам; используемый ток может быть постоянным или переменным. Большинство установок ЭШП работает на переменном токе промышленной частоты (50 Гц), что позволяет значительно упростить конструкцию установки и получить металл более высокого качества за счет более высокой степени рафинирования по сере, кислороду и неметаллическим включениям.

Установки ЭШП могут быть однофазными с одним расплавляемым электродом (рис. 4.3, а) и многофазными, в которых плавятся три или более электрода (рис. 4.3, б, в). При этом переплав можно проводить как в одном (рис. 4.4, б), так и в нескольких кристаллизаторах (рис. 4.3, в). Однофазные установки делятся по принципу их подключения к трансформатору: на монофилярные (см. рис. 4.3, а), где ток проходит по электроду и поддону, и бифилярные, в которых ток идет последовательно по электродам.

Однофазные установки ЭШП переменного тока с одним электродом, включенные по монофилярной схеме электрод — поддон, получили наибольшее распространение из-за простоты и надежности, высокого качества и хорошей поверхности слитков. Вместе с тем такие установки имеют и существенный недостаток, т. к. по мере увеличения тока плавки при росте массы наплавляемого слитка возрастают индуктивные потери, падает коэффициент мощности. Принимаемые в этом случае меры по снижению индуктивности (максимальное приближение трансформатора к электроду, установка батареи статических конденсаторов и др.) недостаточно эффективны.

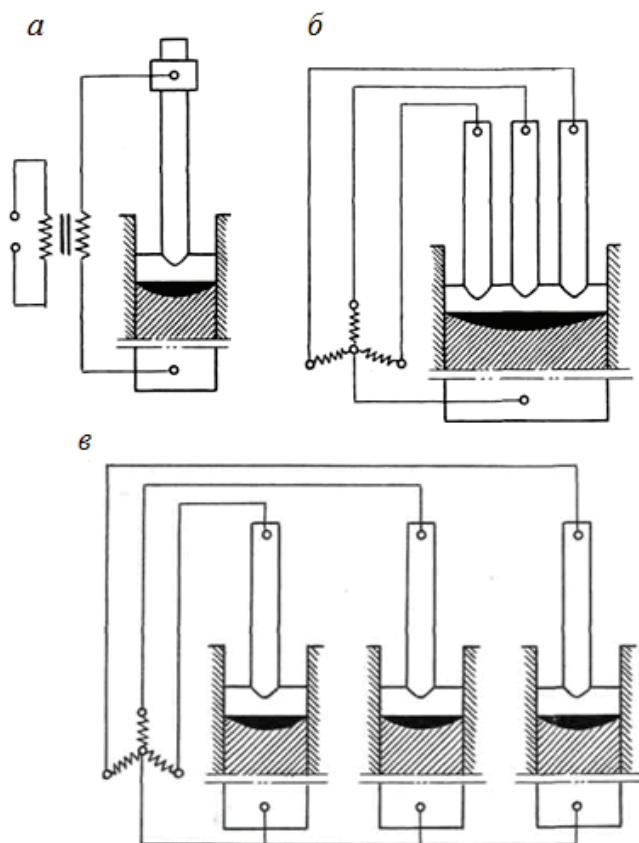


Рис. 4.3. Схемы установок ЭШП на переменном токе [16]:

a — однофазная, с одним сплавляемым электродом; *b* — трехфазная с тремя электродами, сплавляемыми в одном кристаллизаторе; *v* — трехфазная с тремя электродами, сплавляемыми в трех кристаллизаторах

Кардинальное решение проблемы повышения коэффициента мощности крупных установок ЭШП, работающих на переменном токе, было найдено в переходе от монофилярной к бифилярной схеме питания электрод — электрод (рис. 4.4).

Бифилярная схема питания предусматривает параллельное расположение проводников тока на всем пути от трансформатора к шлаковой ванне, что дает возможность добиться максимальной компенсации электромагнитных полей и, следовательно, максимально снизить индуктивные потери и повысить коэффициент мощности, поэтому на крупных установках ЭШП преимущественно используется бифилярная схема подвода тока.

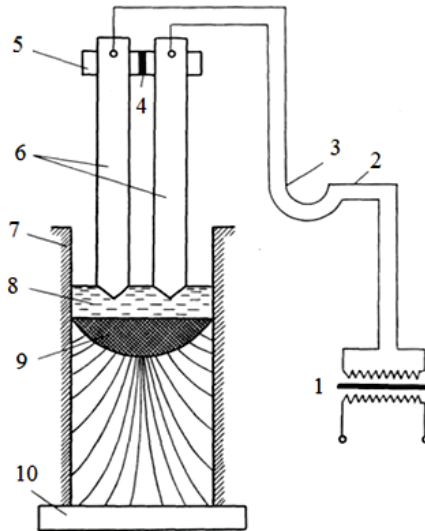


Рис. 4.4. Схема установки ЭШП с бифилярным подводом тока [16]:

- 1 — трансформатор; 2 — шинопроводы; 3 — гибкие кабели; 4 — изоляция;
5 — электрододержатель; 6 — электроды; 7 — кристаллизатор; 8 — шлаковая ванна;
9 — металлическая ванна; 10 — поддон

4.1. Флюсы для электрошлакового переплава

Флюс (шлак) является неотъемлемой составляющей любого процесса ЭШП. Результативность и эффективность процесса ЭШП во многом зависит от свойств применяемых флюсов, которые прежде всего определяются их составом [14].

В процессе ЭШП шлак выполняет несколько функций:

1. Энергопреобразующая функция определяется тем, что шлак является участком электрической цепи с высоким омическим сопротивлением. Именно на этом участке происходит преобразование электрической энергии в тепловую.
2. Теплопередающая функция. Эффективность процесса ЭШП тем выше, чем полнее и интенсивнее шлак передает тепло электроду и металлической ванне.
3. Рафинирующая функция. Расплавленный шлак должен обеспечить удаление из переплавляемого металла вредных примесей (сера, кислород) и неметаллических включений.

4. Защитная функция. Шлак должен обеспечить защиту переплавляемого металла от взаимодействия с окружающей атмосферой.

5. Обеспечение хорошей поверхности слитка. Затвердевание наплавленного слитка происходит в шлаковой оболочке (гарнисаж), которая образуется на водоохлаждаемых стенках кристаллизатора. Именно свойства гарнисажа во многом определяют качество поверхности получаемого слитка, особенно когда реализуется схема ЭШП с подвижным кристаллизатором.

Для выполнения указанных функций шлак должен отвечать ряду требований:

- иметь температуру плавления ниже, чем переплавляемый металл;
- обеспечивать легкое начало ЭШП и высокую стабильность процесса;
- давать возможность поддержания умеренных скоростей наплавления слитка, чтобы обеспечить направленную кристаллизацию слитка и небольшую глубину ванны жидкого металла;
- минимизировать расход электроэнергии;
- сохранять неизменность состава при хранении и в процессе ЭШП.

Для обеспечения эффективной очистки металла от примесей шлак должен:

- иметь минимальную окислительную способность;
- иметь высокую десульфuriрующую способность;
- хорошо очищать металл от неметаллических включений;
- надежно предохранять жидкий металл от окружающей атмосферы.

Кроме того, компоненты шлака должны быть дешевыми и недефицитными. Разнообразные требования, предъявляемые к шлакам ЭШП, в ряде случаев оказываются противоречивыми, и при выборе состава шлака часто приходится принимать компромиссные решения.

В наибольшей степени отвечают указанным выше требованиям шлаки на основе фтористого кальция CaF_2 . Фторидные шлаки свободны от кислорода, имеют сравнительно низкую температуру плавления. Вследствие относительно низкого электрического сопротивления процесс идет при умеренных температурах. Существенными недостатками CaF_2 следует считать его экологическую (биологическую) токсичность при достаточно высокой стоимости.

В настоящее время разработан большой сортament флюсов для ЭШП на основе фторидно-оксидных систем. Химический состав различных флюсов, применяемых при ЭШП, приведен в табл. 4.1.

Таблица 4.1

Химические составы флюсов, %

Флюсы	CaF_2	Al_2O_3	CaO	MgO	BaO	TiO_2	ZrO_2	NaF
АНФ-5	80	—	—	—	—	—	—	20
АНФ-6	70	30	—	—	—	—	—	—
АНФ-7	80	—	20	—	—	—	—	—
АНФ-8	60	20	20	—	—	—	—	—
АНФ-9	80	—	—	20	—	—	—	—
АНФ-19	80	—	—	—	—	—	20	—
АНФ-20	80	—	—	—	20	—	—	—
АНФ-21	50	25	—	—	—	25	—	—
АН-29	—	55	45	—	—	—	—	—
АН-291	18	40	25	17	—	—	—	—
АН-292	—	60	35	5	—	—	—	—

Для всех шлаков, применяемых при ЭШП, содержание SiO_2 и FeO не должно превышать 0,3 %, содержание серы — 0,05 %, а углерода в шлаке АНФ-21 для переплава низкоуглеродистых сталей и сплавов — не более 0,02 % [14].

Как следует из табл. 4.1, по химическому составу флюсы для ЭШП можно разделить на три группы:

- 1) только из фторидных соединений (АНФ-5);
- 2) из фторидов и оксидов (АНФ-6, АНФ-7, АНФ-8 и др.);
- 3) только из оксидов (АН-29, АН-292).

Наибольшее практическое применение получили шлаки на основе фторидов и оксидов.

Рассмотрим некоторые важные характеристики CaF_2 и систем на основе фторидов и оксидов. Чистый CaF_2 плавится при температуре 1418 °С. Природным соединением CaF_2 является плавиковый шпат (флюорит). Промышленный плавиковый шпат, содержащий менее 0,5 % примесей, плавится при 1380 °С. Чистый CaF_2 обладает высокой электропроводностью $5,5 (\text{ОМ} \times \text{см})^{-1}$ при 1650 °С, что затрудняет нагрев шлаковой ванны до высокой температуры и снижает производительность установок. Добавка к CaF_2 оксидов, таких как Al_2O_3 и CaO , существенно изменяет физические свойства расплавленного CaF_2 .

На рис. 4.5 показаны диаграммы плавкости двухкомпонентных систем $\text{CaF}_2\text{—Al}_2\text{O}_3$ и $\text{CaF}_2\text{—CaO}$, на основе которых созданы шлаки АНФ-6 и АНФ-7.

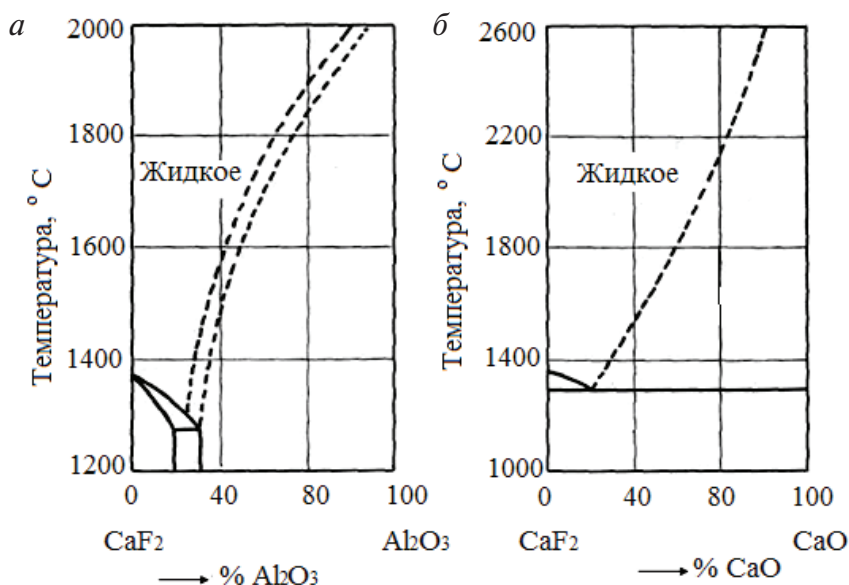


Рис. 4.5. Диаграммы состояния [15]:

а — система $\text{CaF}_2\text{--Al}_2\text{O}_3$; б — система $\text{CaF}_2\text{--CaO}$

Добавка Al_2O_3 до получения эвтектического состава снижает температуру плавления шлака, однако дальнейшее увеличение содержания Al_2O_3 приводит к существенному росту температуры плавления. Добавка к CaF_2 до 20% CaO несколько понижает температуру плавления шлака; более значительные добавки CaO увеличивают температуру его плавления.

Тройная система $\text{CaF}_2\text{--Al}_2\text{O}_3\text{--CaO}$ имеет довольно широкую область составов шлаков с температурой плавления ниже 1450 °С.

Удельная электропроводность расплавленных шлаков ЭШП зависит от их состава и температуры. С ростом температуры удельная электропроводность расплавленных шлаков увеличивается, т. к. при повышении температуры увеличивается степень диссоциации молекул на простые ионы, т. е. растет число переносчиков электрического тока. Для большинства расплавленных шлаков зависимость ψ от температуры выражается формулой:

$$\psi = Ae^{-\frac{E_\psi}{RT}}, \quad (4.1)$$

где ψ — удельная электропроводность расплавленного шлака, $(\text{Ом} \cdot \text{см})^{-1}$; E_ψ — энергия активации электропроводности, Дж/моль.

Коэффициент A и энергия активации E_ψ зависят от состава шлака. На рис. 4.6 показана зависимость электропроводности некоторых флюсов ЭШП от температуры.

Как следует из рис. 4.6, электропроводность определяется составом шлака. При выборе химического состава шлака для ЭШП руководствуются различными соображениями, связанными с металлургическими, энергетическими и другими особенностями процесса.

Количество основных компонентов в шлаках для ЭШП изменяется от 1 (чистый CaF_2) до 4–5 (табл. 4.1) [15]. В действительности в составе шлаков ЭШП присутствуют также оксиды или другие соединения, которые попадают с шихтовыми материалами из переплавляемого металла или образуются в результате химических реакций.

Электропроводность шлаков ЭШП при температурах от 1600 до 1900 °С изменяется от 0,1 до 10 $(\text{Ом} \cdot \text{см})^{-1}$. Она увеличивается при добавке фторидов, а также оксидов щелочных металлов, но уменьшается при вводе оксидов, образующих сложные, малоподвижные анионы (SiO_2 , Al_2O_3 и др.) (рис. 4.6).

Низкая вязкость шлака способствует сильному перемешиванию, создаваемому, главным образом, электромагнитными силами, возникающими при прохождении тока большой силы через электропроводящий шлак. Вязкость шлака зависит от температуры, величины перегрева шлака над температурой ликвидуса и от химического состава шлака. Характер изменения вязкости жидкого шлака от температуры определяется зависимостью:

$$\eta = B \exp \frac{E_\eta}{RT}, \quad (4.2)$$

где η — коэффициент динамической вязкости, Па·с; B — коэффициент, зависящий от состава шлака; E_η — энергия активации вязкого течения для шлака данного состава, Дж/моль; R — газовая постоянная, Дж/(град·моль).

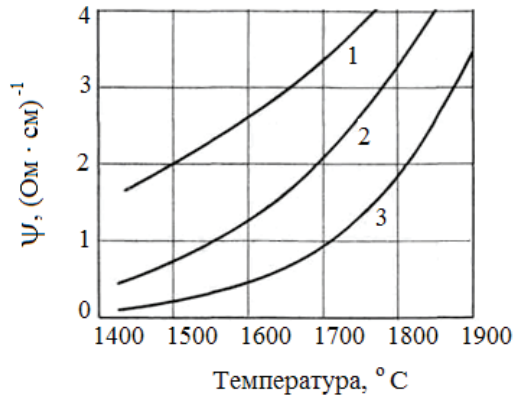


Рис. 4.6. Зависимость электропроводности флюсов ЭШП от температуры. Флюсы:

1 — АНФ-6; 2 — АН-29; 3 — АН-292

По характеру изменения вязкости с температурой различают «длинные» и «короткие» шлаки.

«Длинные шлаки» характеризуются небольшим ее изменением при значительном увеличении температуры; «короткие» — значительным изменением вязкости при незначительном изменении температуры.

Шлаки ЭШП можно условно разделить на 3 группы [15]:

- 1) жидкоподвижные при температурах процесса (1500–1700 °С), вязкость которых составляет менее 0,02 Па·с, (АНФ- 5);
- 2) подвижные, имеющие вязкость до 0,1 Па·с, (такие, как АНФ-7, АНФ-9);
- 3) относительно малоподвижные, с вязкостью 0,2–0,3 Па·с, в частности АН-29, АН-292.

К жидкоподвижным и подвижным шлакам относятся шлаки на основе CaF_2 . Наибольшую вязкость имеют чисто оксидные известково-глиноземистые шлаки. Увеличение содержания Al_2O_3 в таких шлаках приводит к росту их вязкости, что связано с увеличением содержания в расплаве крупных комплексных анионов AlPO_2^- , $\text{Al}_3\text{O}_4^{5-}$, AlO_3^{3-} . Таким же образом влияет на рост вязкости шлаков увеличение содержания кремнезема в связи с образованием крупных комплексных анионов SiO_4^{4-} .

Вязкость шлаков существенно влияет на формирование слитка при ЭШП — при прочих равных условиях, чем «короче» шлак, тем толще слой гарнисажа и тем хуже поверхность слитка.

Флюсы для ЭШП получают сплавлением составляющих необходимых материалов в специальной дуговой флюсоплавильной печи сырых материалов, входящих в состав шихты. Применяемые сырые материалы (плавиковый шпат, известь, глинозем и др.), кроме основного вещества (CaF_2 , CaO , Al_2O_3 и др. соответственно), содержат ряд примесей, присутствие которых нежелательно. К ним относятся SiO_2 , Fe_2O_3 , оксиды свинца, сера, фосфор и другие.

Цветные металлы (свинец, цинк и др.) восстанавливаются и в значительной мере испаряются при высокой температуре плавки. В процессе выпуска из печи расплавленный шлак подвергают грануляции, при которой взаимодействие его с кислородом воздуха обеспечивает снижение содержания углерода, серы и растворенных газов. Полученный гранулированный шлак упаковывают таким образом, чтобы в процессе транспортировки и хранения флюса соблюдались специальные меры против проникновения влаги.

4.2. Основные физико-химические процессы при ЭШП

В процессе плавления электрода, переноса капель жидкого металла через шлак и наплавления слитка происходит взаимодействие жидкого металла, перегретого жидкого шлака и контактирующей с его поверхностью газовой фазой [14].

Основные реакции происходят на границах раздела взаимодействующих фаз:

- газовая фаза — жидкий шлак;
- жидкий металл на торце оплавляемого электрода — жидкий шлак;
- капли жидкого металла, стекающие с оплавляемого электрода — жидкий шлак;
- поверхность жидкого металла в верхней части наплавляемого слитка — жидкий шлак.

Особенности развития реакций в системе газ — шлак — металл в процессе ЭШП по сравнению с обычными сталеплавильными процессами связаны со следующими отличительными условиями:

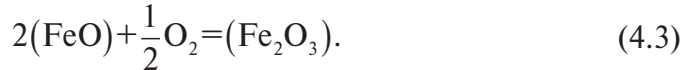
- значительно более высокая температура жидкого шлака и металла;
- отсутствие огнеупорной футеровки;
- применение шлаков с низким содержанием оксидов кремния, железа, марганца и других непрочных оксидов;
- очень высокая удельная поверхность контакта металла и шлака.

Вследствие большой поверхности контакта и длительного взаимодействия металла и шлака в сочетании с высокой температурой в системе металл — шлак достигается высокая степень приближения к состоянию равновесия. Основные физико-химические процессы при ЭШП, которые определяют изменение состава переплавляемого металла и его очистку от вредных примесей:

- окисление шлака кислородом газовой фазы и перенос кислорода через слой жидкого шлака к поверхности жидкого металла;
- окисление и восстановление элементов, присутствующих в металле;
- удаление из металла неметаллических включений;
- десульфурация металла;
- поглощение и удаление из металла газов (водород и азот).

4.2.1. Окисление шлака и передача кислорода через шлак к жидкому металлу

Присутствующие в шлаке в небольшом количестве оксиды железа (FeO) на поверхности раздела шлак — газ окисляются газообразным кислородом [14]:



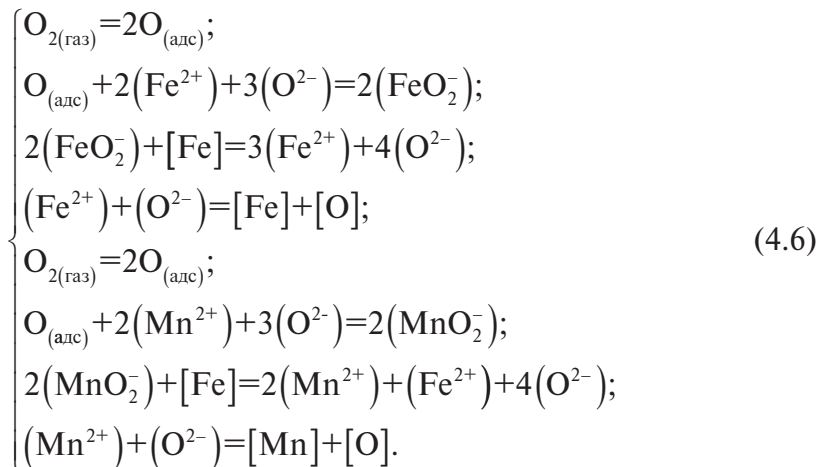
Образовавшийся на поверхности шлаковой ванны оксид (Fe_2O_3) конвективными потоками интенсивно переносится в нижние горизонты шлака, к поверхности оплавливающегося электрода и к ванне жидкого металла. На границе раздела металл — шлак происходит реакция:



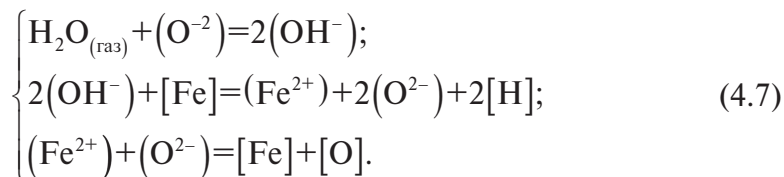
в результате чего шлак обогащается оксидом (FeO), который распределяется между металлом и шлаком в соответствии с реакцией:



В соответствии с ионной теорией строения расплавленных шлаков, механизм передачи кислорода из газовой фазы в металл связан с присутствием в расплавленном шлаке ионов Fe^{2+} и Mn^{2+} , которые вместе с анионами кислорода шлака обеспечивают перенос кислорода.



Перенос кислорода из газовой фазы в металл осуществляют оксиды переменной валентности. Источником кислорода, поступающего из газовой фазы, может быть и водяной пар.



Кроме того, источником кислорода могут быть оксиды железа, образующиеся при окислении поверхности переплавляемого электрода, расположенной над шлаком (окалина, которая по мере погружения электрода в шлак растворяется в нем).

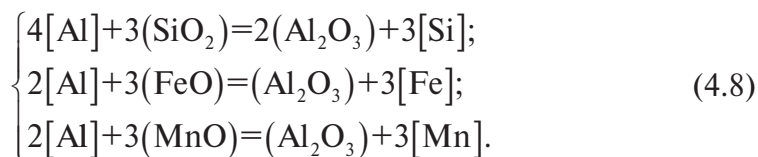
Установлено, что при ЭШП неочищенных электродов из стали ШХ-15 основное количество кислорода (до 60 %) вносит окалина, образующаяся на электроде, около 35 % кислорода поступает из воздуха.

Указанные механизмы передачи кислорода определяют практические способы снижения поступления кислорода в металл при ЭШП:

- очистка поверхности переплавляемых электродов от окалины с помощью специальных машин при подготовке к переплаву;
- подача аргона в кристаллизатор в качестве защитного газа;
- обмазка электрода специальной пастой, содержащей алюминий.

4.2.2. Поведение некоторых легирующих элементов стали в процессе ЭШП

При наличии в переплавляемом металле элементов, обладающих высоким химическим средством к кислороду, они могут восстанавливать из шлака такие оксиды, как SiO_2 , MnO , FeO [16].



Однако при повышенном содержании в переплавляемом металле кремния может получать развитие и обратная реакция, т. е. происходит восстановление алюминия и его переход в металл.

Преимущественное развитие прямой или обратной реакции при взаимодействии растворенных в металле алюминия или титана со шлаком определяется составами шлака, металла и температурой.

4.2.3. Удаление серы из металла при ЭШП

Сера в стали является вредной примесью, существенно ухудшающей качество металла, механические свойства стали, особенно ее пластические характеристики при низких температурах. Однако в традиционных сталеплавильных процессах получить очень низкое содержание серы в металле затруднительно по ряду причин.

Известно, что удалению серы из металла в шлак способствуют следующие условия:

- высокая основность шлака;
- низкая окисленность металла и шлака (низкое содержание кислорода в металле и FeO в шлаке);
- относительно высокая температура системы металл — шлак.

Именно такие условия создает технология электрошлакового переплава.

Реакция удаления серы из металла в шлак [5]:

$$\begin{cases} [S] + (O^{2-}) = (S^{2-}) + [O]; \\ K_s = \frac{\alpha_{(S^{2-})} \times [\%O]}{\alpha_{[S]} \times \alpha_{(O^{2-})}} \approx \frac{(S) \times [\%O]}{[\%S] \times \alpha_{(O^{2-})}}. \end{cases} \quad (4.9)$$

Эффективность процесса десульфурации оценивается величиной коэффициента распределения серы между металлом и шлаком L_s , который равен:

$$L_s = \frac{(S)}{[S]}. \quad (4.10)$$

Из выражения для константы равновесия реакции обессеривания следует, что:

$$L_s = K_s \frac{a_{O^{2-}}}{[\%O]}. \quad (4.11)$$

Таким образом, эффективность перехода серы из металла в шлак увеличивается с ростом активности анионов кислорода в шлаке и уменьшении содержания кислорода в металле.

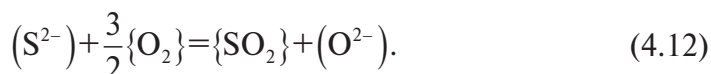
Повышение в составе флюса содержания CaO значительно увеличивает $a_{O^{2-}}$, соответственно увеличивается значение L_s и переход серы в шлаковую фазу.

Например, для фторидных флюсов при содержании в них 5–6 % CaO коэффициент распределения серы между металлом и шлаком $L_S = 4,5–6,5$.

В то же время для флюсов системы $\text{CaF}_2\text{--CaO}$, например у АНФ-7 (80 % CaF_2 , 20 % CaO), значение L_S гораздо выше и составляет $L_S = 25–35$.

Аналогичным образом снижение содержания кислорода в металле сдвигает равновесие реакции обессеривания в сторону перехода серы в шлак.

Очень важную роль в процессе удаления серы при ЭШП играет реакция окисления серы на границе шлак — газовая фаза кислородом воздуха или той газовой среды, с которой контактирует жидкий шлак:



Развитие этой реакции обеспечивает удаление серы из шлака и сдвигает равновесие реакции вправо, т. к. концентрация анионов серы в шлаке уменьшается, а концентрация анионов кислорода в шлаке увеличивается:



Десульфурация при ЭШП обычно составляет 50–75 %, не зависит от скорости переплава и массы наплавляемого слитка, увеличивается с ростом активности извести $a_{(\text{CaO})}$ в шлаке (табл. 4.2) и активности кремния $a_{[\text{Si}]}$ в сплаве. Повышение температуры на десульфурацию сказывается положительно.

Таблица 4.2

Влияние состава шлака на десульфурацию металла при ЭШП

Род тока	Полярность	Содержание серы после ЭШП под шлаками, %			
		АНФ-1 CaF ₂	АНФ-6 CaF ₂ –Al ₂ O ₃	АНФ-9 CaF ₂ –MgO	АНФ-7 CaF ₂ –CaO
Переменный	—	0,017	0,013	0,009	0,006
Постоянный	Электрод — катод	0,032	0,036	0,039	0,034
Постоянный	Электрод — анод	0,018	0,015	0,011	0,015

* В исходном металле 0,032 % S; 0,40 % C; 0,30 % Si.

Данные табл. 4.2 [5] подтверждают положительное влияние CaO в шлаке и вместе с тем указывают на ряд особенностей удаления серы в процессах переплава. Эти особенности связаны с зависимостью ко-

нечного содержания серы в металле от состава атмосферы над шлаком, от рода тока и его полярности.

При изучении десульфуризирующей способности шлаков на основе CaF_2 было установлено, что фтористый кальций сам по себе не является десульфуратором. Однако использование в переплавных процессах фтористых флюсов АНФ-1 и АНФ-6 позволяет значительно снизить содержание серы в металле. Содержание серы в шлаке обычно не повышается, а в ряде случаев даже понижается (табл. 4.3).

Таблица 4.3

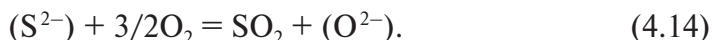
Десульфуризирующая способность флюсов на основе плавикового шпата

Химический состав шлака, %	Содержание серы в шлаке, %:	
	до ЭШП	после ЭШП
60 % CaF_2 + 40 % CaO	0,031 (0,031)	0,121 (0,125)
95 % CaF_2 + 5 % CaO	0,028	0,020
70 % CaF_2 + 30 % Al_2O_3	0,036 (0,036)	0,015 (0,062)

* В скобках указано, что шлаковая ванна защищалась аргоном.

Прекращение доступа воздуха к шлаковой ванне тормозит процесс десульфурации и ведет к накоплению серы во фторидном шлаке.

Сера может уноситься из шлака в виде SF_6 , H_2S , но наиболее вероятная форма — SO_2 по реакции



Суммарная реакция процесса десульфации в данном случае имеет вид:



Равновесное с атмосферой содержание серы равно:

$$[\text{S}]_p = \frac{[\text{O}]\gamma_{[\text{O}]}}{K\gamma_{[\text{S}]}} \frac{P_{\text{SO}_2}}{P_{\text{O}_2}^{3/2}}, \quad (4.16)$$

где K — константа равновесия реакции (4.16); P_{SO_2} — парциальное давление SO_2 в атмосфере над шлаком; P_{O_2} — парциальное давление кислорода в атмосфере над шлаком; $\gamma_{[\text{O}]}$, $\gamma_{[\text{S}]}$ — коэффициенты активности кислорода и серы.

Равновесное содержание серы в металле в этом случае зависит от степени раскисленности металла и состава газовой фазы. Удаление серы из металла при ЭШП происходит главным образом при плавлении металла на торце расходующего электрода (рис. 4.7) [14].

Изучение распределения серы в участках переплавляемого электрода, прилегающих к шлаковой ванне, показало, что на этих участках наблюдается значительный перепад концентрации серы (рис. 4.8) [14].

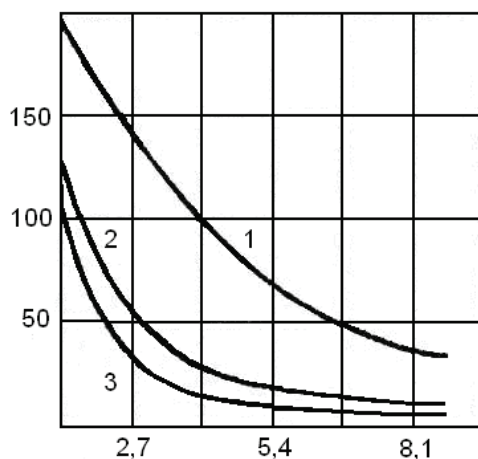


Рис. 4.7. Распределение оксидных включений по размерным группам: 1 — в расходующем электроде; 2 — формирующейся капле; 3 — слитке ЭШП

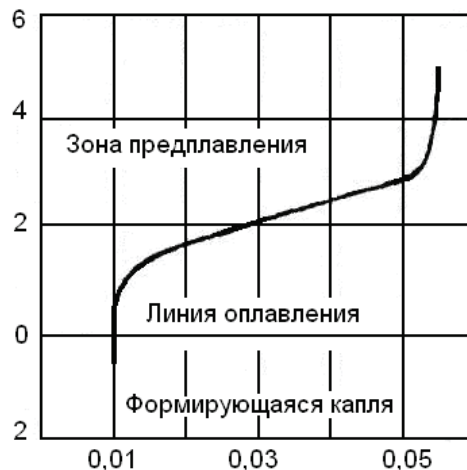


Рис. 4.8. Распределение сульфидных включений на торце расходующего электрода

Содержание серы в электроде было 0,012 %, в застывшей капле — 0,0060 %, в слитке — 0,005 %. На стадиях, предшествующих плавлению металла, сульфидные включения измельчаются и диссоциируют, часть серы из пограничных с оплавленной зоной участков диффундирует в оплавленную зону. Сера на стадии пленки жидкого металла, в каплях электродного металла и металлической ванне находится преимущественно в ионной форме. Сульфиды в металле вновь образуются только на стадии кристаллизации слитка.

По существу, вся сера переносится из металла в шлак в результате электрохимических реакций.

Электролиз серы получает развитие при плотностях тока более $1,5 \text{ А/см}^2$, на аноде при этом происходит реакция $(\text{S}^{2-}) = [\text{S}] + 2e$, а на катоде одновременно возможна обратная реакция $[\text{S}] + 2e = (\text{S}^{2-})$.

С повышением плотности тока скорость реакций возрастает. Возможен электрохимический перенос серы от катода к аноду, что создает направленный поток серы в объеме шлака. Поэтому лучшие условия для десульфурации достигаются не при принятой полярности ванна — анод, а при обратной, при которой поток серы направлен от ванны жидкого металла к поверхности шлак — атмосфера. Удалению серы может способствовать процесс на аноде: $(S^{2-}) + O_2 = SO_2 + 2e$.

Однако наилучшие результаты по десульфурации достигаются при использовании переменного тока, что объясняется, с одной стороны, возможной электрокапиллярной вибрацией поверхности раздела металл — шлак (интенсивным расширением и сжатием поверхности раздела фаз), приводящей к усилению абсорбции и химического взаимодействия на этой поверхности, а с другой — отсутствием направленного потока серы на металл электрода или ванны и усилением роли окисления серы на границе с газовой фазой. При наличии интенсивных конвективных потоков в шлаке доставка серы к границе с газовой фазой не лимитирует процесс десульфурации, который в данном случае будет лимитироваться окислением серы на поверхности металл—шлак—газ или диффузией серы в металле. Следует отметить, однако, что законами формальной диффузионной кинетики все особенности десульфурации металла при переплаве описать не удастся.

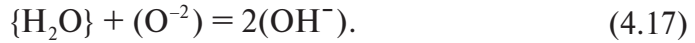
4.2.4. Влияние ЭШП на содержание газов

Поведение водорода

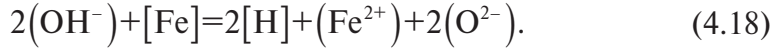
Водород является вредной примесью в металле, и хотя растворимость водорода в железе и его сплавах очень мала (0,0020–0,0030 %), даже небольшое содержание его в готовой стали резко ухудшает ее свойства и вызывает появление характерных дефектов: флокенов, подкорковых пузырей, газовой пористости и др. Источниками водорода при ЭШП являются [5]:

- переплавляемый электрод;
- влага, содержащаяся в исходном флюсе;
- влага, содержащаяся в атмосфере.

На границе жидкого шлака с атмосферой водяной пар растворяется в шлаке в виде аниона гидроксила по реакции:



За счет реакции анионов гидроксила с жидким металлом происходит переход водорода из шлака в металл:



Источником анионов (O^{2-}) в шлаке, которые, реагируя с влагой атмосферы, образуют анионы гидроксила (OH^-), являются основные оксиды, входящие в состав шлака (главным образом, CaO).

$$N_{(\text{OH}^-)} = \sqrt{P_{\text{H}_2\text{O}} \times \frac{N_{(\text{O}^{2-})}}{K_{(\text{H})}}}; \quad (4.19)$$

$$K_{(\text{H})} = \frac{\alpha_{(\text{OH}^-)}^2}{\alpha_{(\text{O}^{2-})} \times P_{\text{H}_2\text{O}}} = \frac{\gamma_{(\text{OH}^-)}^2 \times N_{(\text{OH}^-)}^2}{\gamma_{(\text{O}^{2-})} \times N_{(\text{O}^{2-})} \times P_{\text{H}_2\text{O}}} \approx \frac{N_{(\text{OH}^-)}^2}{N_{(\text{O}^{2-})} \times P_{\text{H}_2\text{O}}}, \quad (4.20)$$

где $N_{(\text{OH}^-)}$ и $N_{(\text{O}^{2-})}$ — концентрация анионов гидроксила и кислорода в шлаке; $P_{\text{H}_2\text{O}}$ — парциальное давления водяного пара в атмосфере.

Содержание водорода в шлаке пропорционально корню квадратному из парциального давления водяного пара в атмосфере.

При увеличении содержания влаги в атмосфере возрастает и содержание водорода в шлаке, и, соответственно, в металле. Кроме того, флюсы, имеющие в своем составе такие оксиды, как CaO или MgO , характеризуются более высокой концентрацией в них анионов кислорода, что также способствует повышению содержания водорода в шлаке. Большое количество влаги может быть внесено исходным флюсом, особенно при твердом старте.

Нижняя часть слитка, соответствующая начальной стадии процесса, содержит обычно больше водорода, чем основная масса. Поэтому большое внимание уделяют подготовке флюса — его предварительной дегазации прокаливанием при температуре 800°C или предварительным расплавлением флюса и продувкой его сухим воздухом.

За счет меньшей растворимости водорода в твердом металле по сравнению с жидким, в процессе направленной кристаллизации слитка ЭШП происходит частичное удаление водорода, однако составляющее, при благоприятных обстоятельствах, 20–30 %. Для уменьшения содержания водорода в слитке ЭШП выполняются следующие мероприятия [15]:

- тщательная подготовка флюса; его нужно хорошо прокалить, еще лучше — плавить с продувкой кислородом или аргоном (т. е. желательно вести процесс на жидком старте с минимальным содержанием водорода в шлаке);
- защита поверхности шлака в кристаллизаторе от контакта с воздухом;
- для получения особо низкого содержания водорода в слитке ЭШП необходимо применять электроды из вакуумированного металла;
- применение вместо свежего флюса отработанного шлака, в котором содержание водорода ниже.

Поведение азота

Содержание азота в слитках ЭШП меняется в широких пределах. В общем балансе включений доля нитридов в хромистых сталях достигает до 70 %. Поведение азота не поддается простому математическому описанию и зависит от активности азота в исходном металле, состава газовой и шлаковой фаз, режима переплава. Конечное содержание $[N]$ во многом определяется его исходной концентрацией в металле заготовки. В случае ЭШП сталей, стабилизированных ниобием и титаном, азот практически не удаляется. Азот из менее стойких нитридов алюминия и хрома удается снизить в 2–3 раза.

Парциальное давление азота в газовой фазе P_{N_2} не оказывает существенного влияния на $[N]$. Между P_{O_2} и $[N]$ наблюдается обратная зависимость, причем изменение P_{O_2} в газовой фазе в пределах 0,02–0,125 атм оказывает более сильное влияние на поведение азота, чем изменение P_{N_2} в пределах 0,08–0,83 атм [15]. Надо полагать, что переход азота из шлака в металл зависит от растворимости азота в шлаковом расплаве, которая уменьшится с ростом P_{O_2} .

Наибольшее влияние на $[N]$ оказывает состав флюса. Повышению $[N]$ способствуют увеличение Al_2O_3 и снижение CaO . Между $[N]$ и активностью CaO в шлаке $a_{(CaO)}$ существует зависимость типа $[N] = K a_{(CaO)}^n$, где $n < 0$.

4.2.5. Поведение неметаллических включений при ЭШП

Неметаллические включения (НВ) в переплавляемом металле представлены в основном оксидами, сульфидами, частично оксисульфид-

ными НВ. При прокатке, в зависимости от степени пластичности НВ, они или сохраняют форму, являясь концентраторами напряжений (кристаллические), или вытягиваются вдоль направления прокатки. Наличие таких НВ значительно ухудшают механические свойства металла, особенно его пластические характеристики.

Оценку загрязненности металла НВ обычно производят в баллах, наименьшая загрязненность соответствует баллу 1, наибольшая — 5 [14].

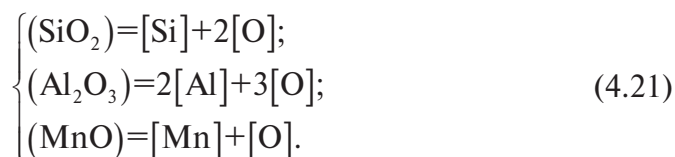
В слитке ЭШП содержание НВ в 2–3 раза меньше, чем в переплавляемом электроде, причем удаляются практически все крупные НВ от второго до пятого балла, а остающиеся в незначительном количестве представлены мелкими и равномерно распределенными включениями средним баллом меньше единицы. Указанные закономерности характерны как для оксидных, так и для сульфидных НВ.

Таким образом, важнейшая характеристика электрошлакового металла состоит в низком содержании НВ, их мелкодисперсности и равномерном распределении. По вопросу о механизме удаления оксидных НВ при ЭШП существуют различные точки зрения.

Согласно одной из них, в процессе оплавления торца электрода НВ частично переходят в шлак, а оставшиеся, перенесенные с каплями в жидкую ванну металла, могут всплывать в ней и присоединяться к шлаку. В соответствии с законом Стокса, скорость всплывания неметаллических включений (v , м/с) определяется в основном их крупностью, см. уравнение (1.24) [5].

При прочих равных условиях, чем крупнее НВ, тем быстрее оно всплывает и ассимилируется шлаком, причем зависимость скорости всплывания НВ от его радиуса — параболическая. Успевают всплыть и присоединиться к шлаку те НВ, скорость всплывания которых превышает скорость наплавления слитка.

Согласно современным воззрениям, в процессе ЭШП все НВ, которые были в электроде, разлагаются и растворяются в жидком металле. Например, оксиды кремния, алюминия и марганца могут диссоциировать в жидком металле по реакциям:



В результате изменяется содержание и активность кислорода в пленке жидкого металла на торце электрода. В каплях металла, стекающих с торца электрода и проходящих через слой шлака, содержание кислорода и количества НВ меняется уже незначительно, т. к. время контакта капля металла со шлаком в 10–20 раз меньше, чем время контакта со шлаком жидкой пленки металла на торце электрода. Затвердевание металлической ванны сопровождается значительным снижением температуры, образованием двухфазной зоны, ликвацией примесей и сдвигом равновесия реакций в сторону образования НВ. За счет взаимодействия растворенных элементов с кислородом в этих условиях происходит образование силикатов, корунда и др. оксидных НВ. Из-за быстрой кристаллизации и пониженного содержания кислорода количество НВ в затвердевшем металле меньше, они более мелкие и равномерно распределены в металле. В этом случае следует считать, что НВ в слитке ЭШП образуются при затвердевании металла в кристаллизаторе.

Изменения в составе НВ определяются:

- составом переплавляемой стали;
- способом ее раскисления при изготовлении электродов;
- типом применяемого шлака.

На этом принципе основан вариант технологии двойного переплава, когда при первом переплаве применяют флюс с высокой обессеривающей способностью, а при втором — флюс, хорошо удаляющий НВ (АНФ-6). Метод двойного ЭШП применяется для получения металла, из которого изготавливают детали особо ответственного назначения машин и механизмов, предназначенных для эксплуатации в экстремальных условиях.

4.3. Технология электрошлакового переплава

Электрошлаковый переплав расходующих электродов осуществляется с использованием специальной установки ЭШП, схема которой приведена на рис. 4.10, и состоящей из колонны, по которой перемещаются две тележки — нижняя и верхняя, электрододержателя, кристаллизатора, поддона и тележки поддона. Нижняя тележка обеспечивает подъем и опускание кристаллизатора, а верхняя предназначена для перемещения электрода [15].

Источником питания электрошлаковых печей является, главным образом, переменный электрический ток промышленной частоты. На рис. 4.10 приведены электрические схемы однофазной одноэлектродной (рис. 4.10, а) и однофазной бифилярной (рис. 4.10, б) электрошлаковых установок. Расположение электродов при бифилярной схеме ЭШП может быть различным.

Расплавленные металлургические шлаки (флюсы) являются проводниками электрического тока. При прохождении электрического тока через расплавленный шлак выделяется тепло, величина которого определяется законом Джоуля-Ленца [14]:

$$Q = KI^2 R_{\text{шл}} \tau, \quad (4.22)$$

где K — коэффициент, зависящий от выбора единиц; I — величина тока, А; $R_{\text{шл}}$ — сопротивление шлака, Ом; τ — время прохождения тока.

При достаточном количестве и скорости выделения тепла жидкий шлак нагревается до температуры, превышающей температуру плавления материала электрода, и торец электрода, опущенный в шлак, оплавляется. Высокая температура шлака и развитая поверхность контакта между шлаком и расплавленным металлом оказывают благоприятное влияние на реакции, которые идут на границе раздела шлак — металл.

При переплаве по однофазной одноэлектродной схеме электрический ток от трансформатора подается по гибким тоководам на зажимы электрододержателя, а далее по электроду через шлаковую и ме-

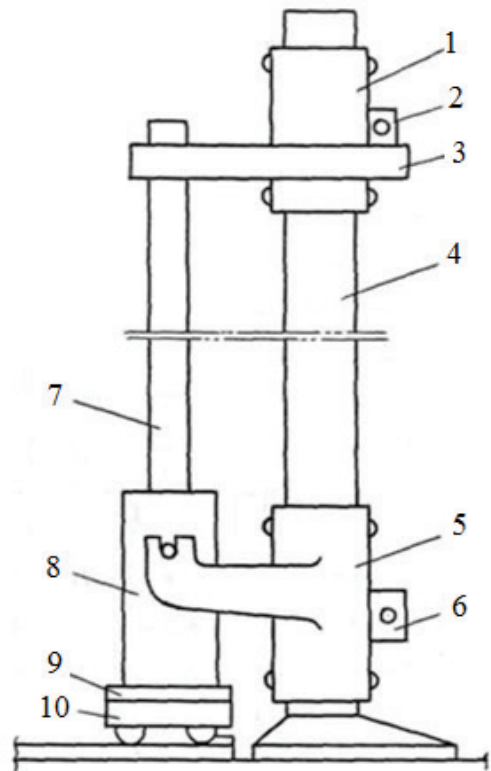


Рис. 4.9. Схема установки ЭШП [18]:

- 1 — механизм перемещения электрода; 2 — привод механизма перемещения электрода; 3 — электрододержатель; 4 — колонна; 5 — механизм перемещения кристаллизатора; 6 — привод механизма перемещения кристаллизатора; 7 — расходующийся электрод; 8 — кристаллизатор; 9 — поддон; 10 — тележка поддона

таллургическую ванну на слиток и поддон. Во втором полупериоде направление тока меняется на обратное.

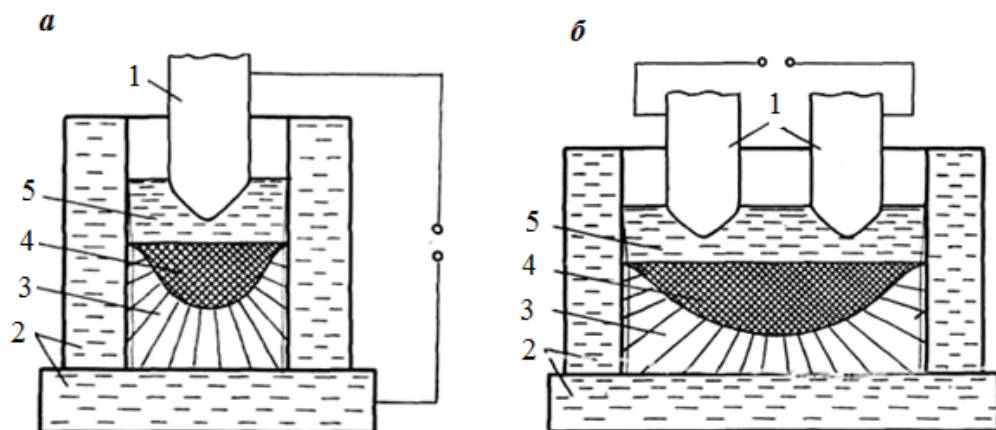


Рис. 4.10. Принципиальные схемы установок процесса ЭШП [16]:

а — однофазная одноэлектродная; *б* — однофазная бифилярная;

1 — расходимый электрод; 2 — водоохлаждаемый поддон и кристаллизатор;
3 — затвердевшая часть слитка; 4 — жидкая металлическая ванна; 5 — расплавленный шлак

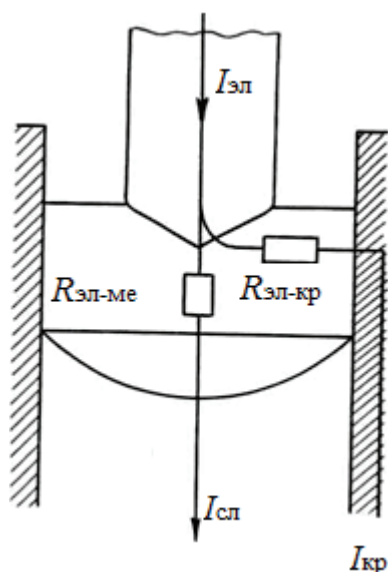


Рис. 4.11. Схема распределения тока в шлаковой ванне одноэлектродной печи ЭШП [16]

Однако имеется и другой путь движения электрического тока (рис. 4.11): с электрода через жидкий шлак и гарнисаж на стенку кристаллизатора и далее на поддон. Таким образом, в шлаковой ванне происходит разветвление тока. В сумме эти токи равны величине тока, идущего через электрод.

Соотношение между этими токами определяется величинами сопротивлений по первому и второму пути. Обычно доля тока, идущего через шлак на металлическую ванну, составляет около 75 % от общего тока. Проходя через слой гарнисажа на границе твердый шлак — кристаллизатор, ток частично выпрямляется. В результате этого явления появляется составляющая постоянного тока, которая равна 8–15 % от общего тока.

В случае бифилярной схемы подвода тока в печи ЭШП схема распределения тока в шлаковой ванне имеет вид, показанный на рис. 4.12.

Основная часть тока проходит через шлак между электродами (путь I), другая замыкается через металлическую ванну (путь II), т. е. идет через шлак на металлическую ванну, потом через металл и снова через шлак на другой электрод. Соотношение между токами, проходящими различным путем, зависит от расстояния между электродами (S и δ), размеров электродов (B), глубины шлаковой ванны ($H_{\text{ш}}$), глубины погружения электродов $H_{\text{э}}$, глубины погружения в шлак не оплавленной части электродов (h), размеров слитка (A).

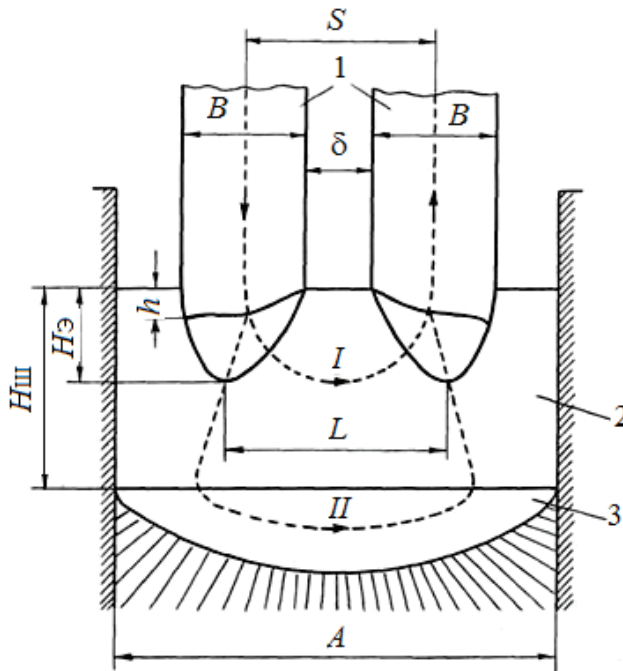


Рис. 4.12. Схема распределения тока в шлаковой ванне бифилярной печи ЭШП [16]:

1 — электроды; 2 — шлак; 3 — металлическая ванна; $H_{\text{ш}}$ — глубина шлаковой ванны; $H_{\text{э}}$ — глубина погружения электродов в шлак; h — не оплавленная часть электродов; A — диаметр слитка

Изменение сопротивления отдельных участков шлаковой ванны в зависимости от различных факторов, а также интенсивный теплоотвод через ограничивающие шлаковую ванну поверхности приводят к неравномерному тепловыделению по объему ванны. Наиболее на-

гретой (до 1900–2100 °С) оказывается область шлака под электродами (рис. 4.13) [16]. Электрический режим плавки существенно влияет на положение зоны максимальных температур в шлаковой ванне и, соответственно, на скорость оплавления электрода и глубину металлической ванны.

Так, при уменьшении расстояния между электродом и металлической ванной (так называемого «межэлектродного промежутка»), увеличивается ток переплава за счет уменьшения сопротивления слоя шлака между электродом и металлической ванной. Это вызывает увеличение плотности тока ниже торца электрода и увеличение в этом районе интенсивности тепловыделения. Соответственно, растет скорость плавления электрода, глубина и объем жидкой металлической ванны.

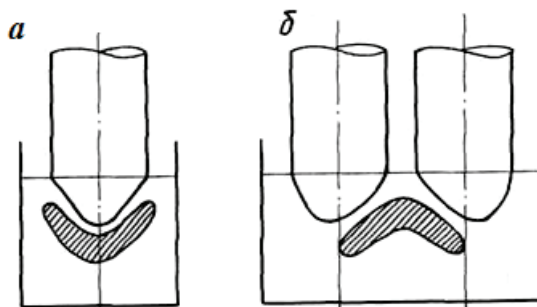


Рис. 4.13. Расположение зоны максимальных температур в шлаковой ванне одноэлектродной (а) и бифилярной (б) печи ЭШП

Увеличение напряжения питающего тока требует для поддержания той же силы тока увеличения межэлектродного промежутка. При этом зона высоких температур перемещается к поверхности шлаковой ванны, увеличиваются тепловые потери излучением с поверхности шлаковой ванны и через стенки кристаллизатора.

Большое влияние на характер плавления электрода имеет скорость его подачи в шлаковую ванну (рис. 4.14) [16]. При очень малой скорости подачи (рис. 4.14, а) торец электрода поддерживается почти плоским, капли оплавливающегося металла «блуждают» по торцу. В момент отрыва капель возникает дуговой разряд между электродом и шлаком.

Такой режим подачи электрода недопустим. При увеличении скорости подачи электрода (рис. 4.14, б), на его торце формируется небольшой конус, который по мере увеличения скорости подачи электрода растет. При некоторой скорости подачи электрода (V_6''' на рис. 4.14, б)

диаметр основания конуса становится равным диаметру электрода, а угол у вершины конуса приближается к 90° .

Такая скорость подачи электрода (V_6''') считается оптимальной. Чрезмерно высокая скорость подачи (рис. 4.14, в) приводит к тому, что оплаваемая часть электрода приобретает форму вытянутого конуса, у которого высота больше диаметра, что приводит к уменьшению расстояния между электродом и ванной. При слишком большой скорости подачи электрод может соприкоснуться с ванной, вызывая короткое замыкание и вмораживание электрода в металлическую ванну. Таким образом, область рациональной скорости подачи электрода определена некоторыми граничными значениями.

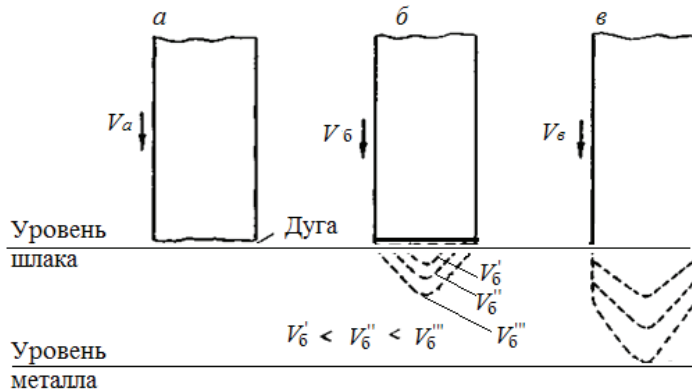


Рис. 4.14. Влияние скорости подачи электрода на характер его оплавление в шлаковой ванне, $V_a < V_6 < V_\epsilon$ [16]

Характер оплавления электрода зависит также от соотношения диаметра электрода и слитка (рис. 4.15) [16]. Это связано с распределением тока в шлаковой ванне и определяется соотношением сопротивлений прохождению тока на участках: расходуемый электрод — металлическая ванна и расходуемый электрод — стенка кристаллизатора. Все факторы, способствующие увеличению отношения $R_{\text{эл-сл}}/R_{\text{эл-кр}}$, повышают величины тока, идущего на стенку кристаллизатора. Это происходит в результате:

- увеличения напряжения при неизменном токе (увеличивается межэлектродный промежуток);
- увеличения диаметра электрода при данном диаметре кристаллизатора (уменьшается зазор между электродом и кристаллизатором);

- увеличения глубины шлаковой ванны (увеличивается поверхность контакта шлака со стенкой кристаллизатора);
- увеличения электропроводности шлака при температуре его застывания (увеличивается проводимость шлакового гарнисажа у стенок кристаллизатора).

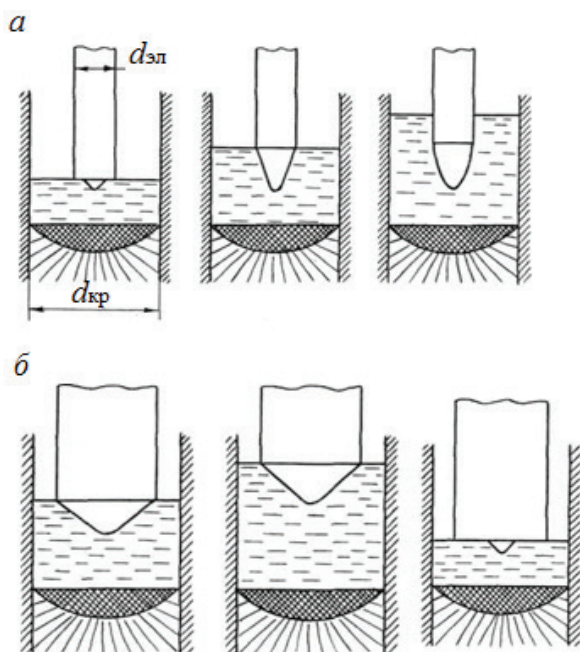


Рис. 4.15. Влияние глубины шлаковой ванны на погружение в нее электрода при малых (а) и больших (б) значениях отношения ($d_{эл}/d_{кр}$) [16]

При малых значениях отношения $d_{эл}/d_{кр}$ (рис. 4.15, а) рост глубины шлаковой ванны практически не влияет на величину межэлектродного промежутка.

При больших значениях отношения $d_{эл}/d_{кр}$ (рис. 4.15, б), когда значительно увеличивается подача тока на кристаллизатор ($I_{кр}$), повышение глубины шлаковой ванны ведет к увеличению межэлектродного промежутка. Форма торца электрода при этом мало изменяется, но перемещение электрода в верхнюю часть шлаковой ванны приводит к тому, что зона интенсивного тепловыделения смещается в верхние горизонты шлака.

Очень важным показателем оптимальности режима ЭШП является глубина и форма металлической ванны. Объем жидкого металла

в верхней части наплавляемого слитка, а также его конфигурация зависят от интенсивности обогрева верхней части наплавляемого слитка и от условий теплоотвода от фронта кристаллизации, который продвигается снизу вверх вместе с наплавлением слитка.

Для получения качественного слитка ЭШП желательно иметь неглубокую металлическую ванну.

Для слитков диаметром до 500–600 мм оптимальная глубина металлической ванны равна примерно половине диаметра кристаллизатора ($H = 0,5D$). Для более крупных слитков металлическая ванна должна быть мельче ($H = 0,4D$).

При более глубокой ванне в крупных слитках ЭШП возникает зональная ликвация.

На глубину металлической ванны влияет целый ряд факторов: $P_{\text{ш}}$ — электрическая мощность, выделяемая в шлаке; $I_{\text{эл}}$ — ток переплава; U — напряжение; Ψ — электропроводность шлака; $h_{\text{ш}}$ — глубина шлаковой ванны; $d_{\text{эл}}/d_{\text{кр}}$ — отношение диаметра электрода к диаметру кристаллизатора.

Эти факторы влияют на глубину металлической ванны в такой же степени, как и на величину межэлектродного промежутка. При уменьшении межэлектродного промежутка, т. е. когда зона максимального тепловыделения приближается к наплавляемому слитку, увеличивается тепловой поток на ванну и глубина металлической ванны растет.

В этом отношении характерным примером является влияние на форму и глубину металлической ванны напряжения питающего тока (рис. 4.16) [17].

Уменьшение напряжения при заданной величине силы тока требует более глубокого погружения электродов, что приводит к уменьшению межэлектродного промежутка и вызывает увеличение глубины металлической ванны.

Глубина металлической ванны зависит также от состава стали, который определяет ее теплопроводность. При переплаве сталей с высокой теплопроводностью можно допускать более высокие скорости наплавления слитка без ущерба для качества получаемого слитка.

Расход электроэнергии на переплав 1 т металла при ЭШП составляет от 1000 до 2000 кВт·ч/т, в то время как при выплавке стали в дуговых сталеплавильных печах около 400 кВт·ч/т. Высокий расход электроэнергии при ЭШП оправдывается высоким качеством получаемого слитка.

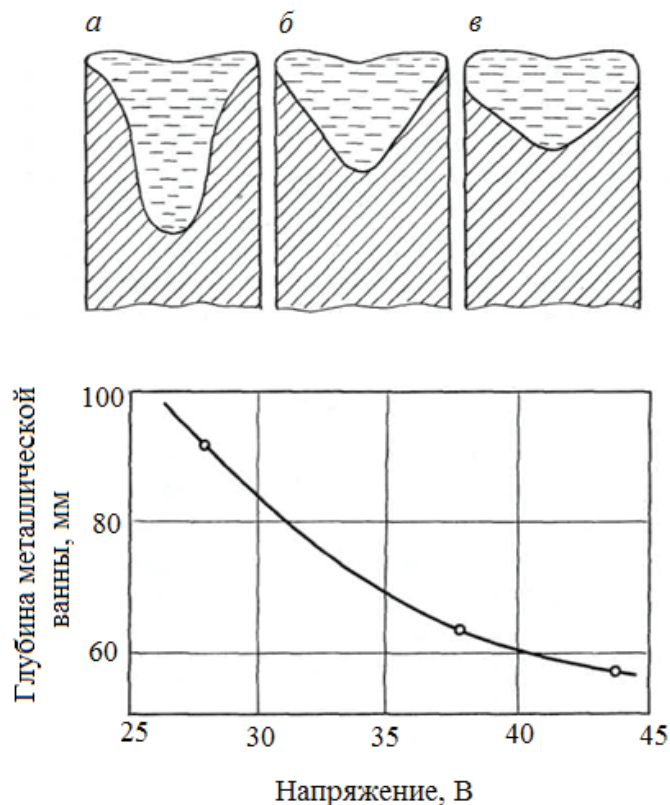


Рис. 4.16. Влияние на форму и глубину металлической ванны напряжения питающего тока:

a — 28 В, *б* — 38 В, *в* — 44 В (ЭШП электродов из стали Ст5 диаметром 50 мм в кристаллизаторе диаметром 100 мм на флюсе АНФ-6 при глубине шлаковой ванны 50 мм)

Выделяющееся в шлаковой ванне тепло расходуется на нагрев и плавление электродов и поддержание в жидком состоянии верхней части наплавляемого слитка. Это тепло считается полезным, и оно составляет около 40 % от общего количества, выделившегося в шлаке тепла. Остальное тепло теряется с охлаждающей водой и излучением в окружающую среду.

Процесс электрошлакового переплава включает следующие технологические операции:

- подготовка расходуемых электродов к переплаву;
- подготовка печи ЭШП к плавке;
- начало и стабилизация процесса;
- основной период плавки (переплав расходуемого электрода);

- формирование верхней части слитка (выведение усадочной раковины);
- окончательное затвердевание расплавленного шлака в кристаллизаторе;
- выдача наплавленного слитка и удаление оставшейся не сплавленной части электрода.

Возможны два способа начала электрошлакового процесса:

1. Расплавление флюса расходуемым или специальным (графитовым) электродом в кристаллизаторе — так называемый «твердый старт».
2. Расплавление флюса в специальной электрической флюсоплавильной печи и заливка его в кристаллизатор через специальное устройство — «жидкий старт».

При твердом старте (рис. 4.17) первые объемы жидкого шлака образуются за счет применения специального экзотермического флюса, состоящего из 82–84 % основного (рабочего) флюса и 16–18 % алюмомагниевого порошка. Последовательность технологических операций при твердом старте такая: в зажим электрододержателя вводится расходуемый электрод и центрируется с осью кристаллизатора. Затем с помощью нижней тележки поднимают кристаллизатор и на поддоне укрепляют затравочную шайбу. Затравочные шайбы служат для предохранения поддона от его прожигания электрической дугой, которая возникает в момент включения печи.

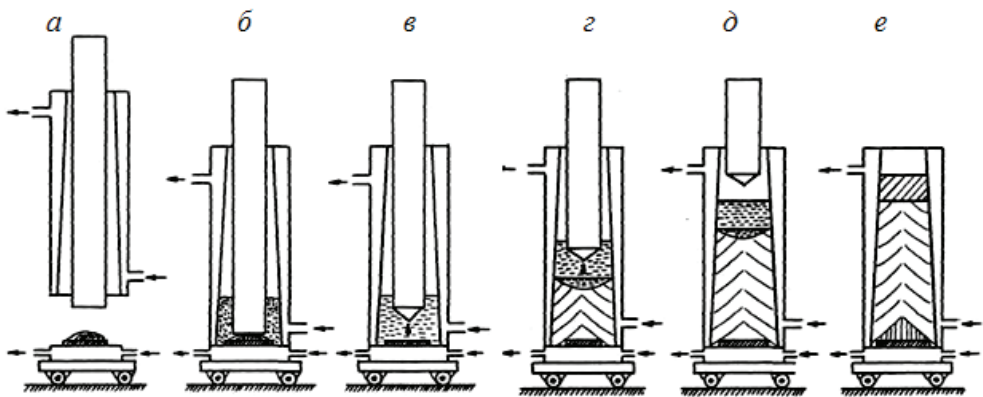


Рис. 4.17. Технологическая схема ЭШП с использованием твердого старта, периоды: а — крепления затравки; б — установки электрода; в — плавления флюса; г — начала плавления электрода; д — завершения плавления электрода; е — выдерживания слитка до полного затвердевания

Для крепления затравки к поддону используют различные механизмы: винтовое, клиновое, пружинно-винтовое и др. На затравку кладется перемычка (металлическая стружка) и горкой насыпается экзотермический флюс в количестве 0,5 кг/т слитка (рис. 4.17, *а*) [17].

Электрод опускают и приводят в контакт с перемычкой и экзотермическим флюсом. Затем кристаллизатор опускают на поддон и в зазор между электродом и кристаллизатором засыпают рабочий флюс в количестве 45–60 кг/т слитка (рис. 4.17, *б*). После этого включают печь. Током короткого замыкания расплавляется перемычка, происходит запал экзотермического флюса, образующего при плавлении небольшой объем жидкого шлака.

Ток от электрода проходит через этот слой жидкого шлака и начинается электрошлаковый процесс. Тепло, выделяемое в слое жидкого шлака под электродом, расплавляет рабочий флюс. В период плавления флюса подплавляется центральная часть затравочной шайбы и начинает плавиться расходуемый электрод, образуя ванночку жидкого металла на поверхности поддона (рис. 4.17, *в*). Плавающий металл электрода в виде капель проходит через слой шлака и образует ванну жидкого металла в верхней части наплавляемого слитка (рис. 4.17, *г*). Благодаря охлаждающему действию поддона и стенок кристаллизатора происходит затвердевание нижних горизонтов жидкой металлической ванны и формирование слитка. Электрод, оплаваясь, перемещается вниз, а фронт затвердевшего металла в кристаллизаторе — вверх, навстречу движению электрода. Скорость плавления электрода регулируется подводимой электрической мощностью таким образом, чтобы зазор между торцом электрода и уровнем жидкой металлической ванны на протяжении всего рабочего периода плавки остался постоянным. Процесс плавления электрода прекращают, когда верхний уровень шлаковой ванны достигает горизонта сальникового уплотнения в верхней части кристаллизатора (около 150 мм от верха кристаллизатора) (рис. 4.17, *д*).

Когда большая часть электрода переплавлена и кристаллизатор заполнен, производят подпитку верхней части слитка путем постепенного уменьшения величины тока и напряжения для получения плоской, свободной от дефектов головной части слитка без усадочной раковины. Уменьшение подводимой мощности осуществляют без изменения положения электрода. По окончании операций выведения усадочной раковины выключают ток и огарок электрода извлекают из шлаковой

ванны. Слиток и шлак выдерживают в кристаллизаторе до полного затвердевания (рис. 4.17, е).

При жидком старте рабочий флюс плавится в специальной флюсоплавильной однофазной дуговой печи, имеющей угольную футеровку. Шихтой служит либо готовый твердый флюс, либо его компоненты. После расплавления флюс сливают в ковш и транспортируют к печи ЭСП. При небольших объемах расплавляемого флюса в качестве транспортного ковша служит тигель флюсоплавильной печи.

Заливку флюса производят обычно через специальное устройство (рис. 4.18) [16], которое имеет приемную воронку, располагающуюся на поддоне и узкий паз в верхней плите поддона.

При жидком старте электроды после установки и центровки опускаются до предполагаемого после заливки уровня шлака в кристаллизаторе. Затем заливается шлак и включается печь сразу на рабочий режим. Дальнейший процесс переплава проходит аналогично процессу на твердом старте.

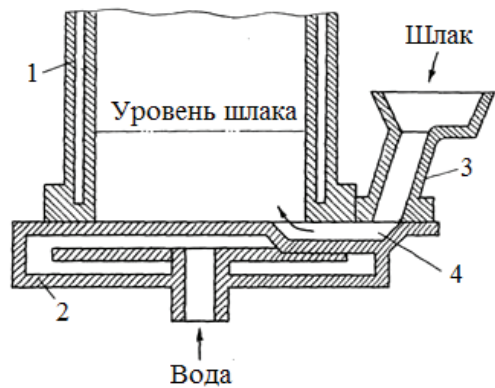


Рис. 4.18. Устройство для сифонной заливки шлака в кристаллизатор установки ЭСП [16]:

- 1 — кристаллизатор; 2 — поддон;
3 — сифонная приставка с приемной воронкой; 4 — паз в поддоне

4.4. Технология производства стали методом ЭСП

Рабочий процесс ЭСП подразделяют на формирование шлаковой ванны, установившийся процесс наплавления слитка и выведение усадочной раковины. При работе на жидком старте первого этапа нет. К вспомогательным операциям на отключенной печи относятся [5]:

- 1) остывание слитка в печи до затвердевания шлаковой шапки;
- 2) извлечение слитка и шлака из кристаллизатора;
- 3) очистка кристаллизатора и поддона;
- 4) удаление огарка расходуемого электрода и электрододержателя;

- 5) установка нового электрода;
- 6) установка на поддоне затравки с электропроводным флюсом и стружкой;
- 7) засыпка рабочего флюса.

Особенности выплавки исходного металла для ЭШП

Принципиальное значение для ЭШП имеет раскисленность исходной стали и особенно содержание в ней алюминия. Как правило, норма присадок алюминия в металл, предназначенного для ЭШП, увеличивается на 50–100 %, конкретное содержание алюминия в стали определяется составом флюса, применяемого при ЭШП, маркой переплавляемой стали, технологическими параметрами переплава и составляет, например, при переплаве стали 00X16H5M3Б под флюсом АНФ-6 0,08–0,18 %, при переплаве ШХ15 СГ — 0,05–0,06 % [5].

В исходной стали увеличивают, как правило, содержание кремния (если не ожидают его восстановления из шлака) на 0,03–0,08 %, титана — на 0,05–0,15 %, ванадия — на 0,02 %, марганца — на 0,03–0,05 % при его содержании до 1 % и на 0,1–0,2 % в высокомарганцевых сталях.

В случае повышенных требований к составу сталей ЭШП по содержанию азота, водорода, кислорода при их выплавке ужесточают технологические параметры плавки или предусматривают внепечную обработку стали синтетическим шлаком, инертным газом, вакуумом [5].

Требования к качеству электродов

Не допускаются к ЭШП электроды с рванинами, поперечными трещинами, а также заворотами корки, пленами, признаками отслаивания. Кривизна заготовок не должна превышать 5 мм на метр длины электрода. Повышение химической однородности и снижение технологической обрезки при переделе (на 12–18 %) достигаются применением литых электродов взамен кованных или катаных [5].

Наведение шлаковой ванны

Величину тока в период наведения шлаковой ванны поддерживают на 25–60 % ниже, чем по ходу плавки. Длительность периода — 15–60 мин в зависимости от массы слитка и марки переплавляемой стали. Задача периода — быстрый разогрев шлаковой ванны и выведение процесса на рабочие параметры. Режим разведения процесса и размеры затравки существенно влияют на структуру нижней части слитка.

Установившийся процесс наплавления слитка

Качество переплавляемого металла во многом зависит от теплового состояния металлической и шлаковой ванны. К числу факторов, влияющих на температурное поле, относятся диаметр электрода, состав флюса, сила тока и напряжение. Одним из самых важных параметров ЭСП является глубина жидкой металлической ванны. Для получения высокой степени рафинирования исходного металла, а также осевой или радиально-осевой кристаллической структуры слитка целесообразно иметь неглубокую и пологую жидкую ванну, что приводит к невысокой скорости наплавления слитка. Для получения однородной микроструктуры слитка чрезвычайно важно постоянство параметров переплава. Выбор режима переплава ведут исходя из максимально допустимой глубины жидкой металлической ванны и максимально допустимой скорости наплавления. Программа изменения электрических параметров (силы тока и напряжения) в общем случае рассчитана на получение оптимального объема и формы металлической ванны в каждый данный момент плавки.

Технологические параметры ЭСП отдельных марок стали в зависимости от типоразмера кристаллизатора и марки стали приведены в табл. 4.4 [5].

Таблица 4.4

Технологические параметры электрошлакового переплава*

Марка стали	Размер кристаллизатора, мм	Размер квадратного электрода, мм	Марка флюса	Количество флюса на слиток, кг	Электрический режим		
					Время, ч	Напряжение, В	Ток, кА
ШХ15, ШХ15СГ, 60, Х18Н9Т, Х17Н13М2Т	390–425	220	АНФ-6	50–60	1,0 1,0 Остальное	46–49 42–46 39–42	9,5–10,5
12Х2Н4А	390–425	220	АН-291	60–70	1,0 1,0 Остальное	52–56 49–52 40–49	6,5–7,5
IX17Н2,0-4ХС3 40ХНВА, 38Х, ХВГ, 18ХН3МА	390–425	300	АНФ-6	50–60	0,5 1,0 Остальное	46–49 42–46 39–42	10,5–12

Окончание табл. 4.4

Марка стали	Размер кристаллизатора, мм	Размер квадратного электрода, мм	Марка флюса	Количество флюса на слиток, кг	Электрический режим		
					Время, ч	Напряжение, В	Ток, кА
ШХ15, ШХ15 СГ, ХВГ, 60, 38ХА, 20ХНЗ А, 60ХФА	390	270	АНФ-6	80—90	0,5	49—54	13,0
					1,0	46—50	12,8
					1,0	43—47	12,5
					1,0	40—44	12,0
					Остальное	37—41	11,5

* При временном (до 5 мин) отклонении рабочего напряжения от заданных пределов корректировка не производится. Допускаются кратковременные броски тока до 15 % от фактического значения.

Выведение усадочной раковины

Изменение режима переплава в конце плавки сразу отражается на условиях кристаллизации и потому не всегда оправданно. В том случае, когда изменение структуры слитка допустимо, на мелких слитках (1—2 т) исключение усадочных дефектов достигают постепенным (за 20—15 мин) уменьшением скорости плавления и подогревом шлака (величину тока понижают до 30—50 % от рабочего тока при одновременном снижении напряжения). При переплаве крупных слитков, не отключая питания установки, прекращают подачу электрода и выдерживают его до оплавления погруженной в шлак части, что сопровождается постепенным снижением силы рабочего тока до нуля. Благодаря тепловой инерции шлаковой ванны можно получить практически ровную поверхность верхней части слитка [5].

Особенности ЭШП некоторых марок сталей

1. Шарикоподшипниковая сталь. Учитывая высокую склонность к ликвации ШХ сталей, важно обеспечить химическую однородность металла по сечению крупного слитка, исключить перераспределение углерода, фосфора, серы. Это достигается применением электродов, отлитых на МНЛЗ, ограничением сечения кристаллизатора (не более 600×600 мм) и скорости переплава.

Для получения высокой чистоты металла по НВ исходный металл должен содержать 0,05—0,06 % Al, иметь минимальную загрязнен-

ность включениями на основе магнезиальной шпинели ($\text{MgO}-\text{Al}_2\text{O}_3$) и нитридов титана.

2. Конструкционные и высокопрочные стали. Исходный металл должен быть хорошо раскислен и содержать оптимальное количество алюминия (в зависимости от применяемого флюса). Целесообразна обработка исходного металла синтетическим шлаком, вакуумом или продувка инертным газом.

ЭСП осуществляют с высокими скоростями наплавления (кроме сталей с 0,35–0,45 % С). В конце переплава важно своевременно и качественно произвести выведение усадочной раковины, чтобы снизить дефектную зону слитка и исключить образование светлого контура и грубой послойной кристаллизации.

При переплаве сталей, легированных кремнием (1–2 % Si), для подавления процессов восстановления алюминия из шлака и образования нитридов алюминия, понижения трещиностойкости стали необходима замена части глинозема во флюсе АНФ-6 кремнеземом.

С целью предупреждения образования флокенов в крупном слитке ограничивают (до 4–5 см³/100 г) содержание водорода в исходном металле путем прокалки флюса и контролем за составом атмосферы, ограничивают поступление водорода в процессе переплава, увеличивают длительность охлаждения слитка после переплава.

3. Нержавеющая сталь. По теплофизическим свойствам и склонности к ликвации элементов нержавеющие стали занимают промежуточное положение между подшипниковыми и конструкционными, поэтому и режимы переплава и скорости наплавления также характеризуются промежуточными значениями. Трудности переплава возникают в связи с ограничением поступления в металл или удалением азота, с ограничением угара Ti и, наоборот, пригара Si в переплавляемом металле, с необходимостью сохранения особо низкого содержания углерода в некоторых марках стали. Если металл специально не легирован азотом, присутствие нитридов (в количестве 0,03–0,08 % в пересчете на азот) значительно ухудшает полируемость и плотность металла. В сталях этого типа, предназначенных для ЭСП, ограничивается содержание азота. Снижение скоростей окисления или восстановления составляющих металлической ванны достигают раскислением шлака или, наоборот, изменением его состава добавками окисляющихся элементов.

При ограничении содержания углерода в сплаве ограничивают содержание его во флюсе (< 0,03 %).

4.5. Технология производства ферротитана методом ЭШП

Метод ЭШП отличается простой технологией и технико-экономической эффективностью. Он не требует сложного в изготовлении, дорогостоящего оборудования по сравнению с другими методами переплава, следовательно, и больших капитальных затрат. В процессе ЭШП металл очищается от вредных примесей и неметаллических включений в результате эффективной обработки жидким, нагретым значительно выше температуры плавления, шлаком и направленной кристаллизацией слитка. При этом снижается общее содержание неметаллических включений, исчезают их крупные частицы, скопления в виде гнезд или гроздьев, а также изменяется распределение включений, оставшихся в слитке. Электрошлаковая технология позволяет (как и другие переплавные процессы) получать слитки ферротитана различного диаметра, длины, следовательно, веса. По сравнению с классическим алюмотермическим методом производства ферротитана, ЭШП более производителен и позволяет получать (по технологии ВСМПО) до 3 т дробленого металла в сутки с одной печи.

4.5.1. Шихтовые материалы

При производстве ферротитана методом ЭШП используются следующие материалы [18]:

- 1) стружка низкоуглеродистой стали марок Ст 2,3,4,5 по ГОСТ 380–85;
- 2) стружка титановых сплавов (кроме оловосодержащих сплавов, не пригодная для использования в шихту титановых сплавов, образующаяся при механической обработке титановых полуфабрикатов (слитков, слябов));
- 3) флюоритовый концентрат марки ФФ 95 (CaF_2) по ГОСТ 4421–73. Используемый шлак CaF_2 — дешев и обеспечивает хорошую изоляцию от атмосферы и минимальное рафинирование.

Примечание: вместо стружки титановой или совместно с ней возможно применение титана губчатого по ГОСТ 17746–79 любой марки, или марки ТГ 165 по ГОСТ 48–3826–51–90 с размером кусков не более 70 мм.

Входной контроль шихтовых материалов [18]:

1. Процедура входного контроля стружки титановых сплавов производится в соответствии с внутризаводским стандартом на соответствии марки сплава. Спектральный метод на стилоскопе: ящик со стружкой (длина 2 м; ширина 1,5 м; высота 1 м) делится визуально на 5 слоев по высоте, из каждого слоя берется для анализа 30 образцов (по всему сечению слоя равномерно).

2. Стальная стружка подвергается визуальному контролю в два этапа:

- в вагоне или другой таре поставщика — на наличие и правильность оформления сопроводительных документов, на соответствие стружки данным сопроводительных документов, на отсутствие в стружке инородных примесей;
- при поступлении в цех на участок подготовки шихтовых материалов каждого ящика стружки — на целостность тары, на отсутствие инородных примесей. В случае обнаружения несоответствия при проведении визуального контроля в соответствии с п. 2 выгрузка стружки в цехе не производится.

3. В шихту ЭШП может использоваться титан губчатый с маркировкой «на ферротитан» фракцией не более 70 мм.

Условия запуска материалов в переплав [18]:

1. Шихтовые материалы:

- отсутствие инородных примесей, влаги, масла и эмульсии;
- размер частиц не более 70 мм;
- присутствие в титановой стружке оловосодержащих сплавов не более 5 образцов из 100 (в каждом ящике);
- наличие идентификационных бирок на каждую партию шихтовых материалов с указанием всех проведенных подготовленных операций.

2. Флюоритовый концентрат:

- отсутствие инородных примесей;
- прокаливание с целью удаления влаги.

Для того чтобы обеспечить условия запуска шихтовых материалов в шихту, их проводят через подготовительные операции.

Подготовка шихтовых материалов [18]:

1. Титановая стружка:

- дробление с целью измельчения стружки до размера не более 70 мм;
- обезжиривание и мойка с целью удаления пыли, масла и эмульсии;

- сепарация с целью удаления инородных примесей (предметов).

2. Стальная стружка: те же операции, что и с титановой, но без сепарации.

Подготовка флюса заключается в прокаливании флюса в нагревательной печи с целью удаления влаги. Прокаливание ведется при $t = 300\text{--}350\text{ }^{\circ}\text{C}$ в течение не менее 3 часов (180 минут).

При выплавке ферротитана применяется флюс АНФ-6 ($\text{CaF}_2\text{—}70\%$, $\text{Al}_2\text{O}_3\text{—}30\%$).

4.5.2. Производство ферротитана

Далее будет рассмотрена технология и методы контроля, позволяющие серийно получать качественный высокопроцентный ферротитан, с содержанием Ti — 68–75 % в следующем порядке [18]:

- изготовление электродов для ЭШП ферротитана;
- загрузку шихтовых материалов в бункера печи ЭШП и плавление;
- электрический и шлаковый режимы плавки;
- термоудар, очистку слитков от шлака;
- дробление ферротитана; формирование партий, упаковку и отгрузку;
- контроль качества ферротитана.

Изготовление электродов. При электрошлаковом методе производства FeTi применяются не расходующиеся графитовые электроды марки ЭГ- 0, 1, 2, ..., 15 по ТУ 48–12–52–88; ТУ 14–5–203–89. В качестве электродов используется бой графита от электродуговых сталеплавильных печей.

Для придания нужного размера и формы графитовые болванки диаметром 350 мм и высотой 400 мм распиливаются пополам по диаметру на 2 полуцилиндра, в которых сверлятся отверстия и выпиливается гнездо под электродержатель. Схема изготовления электродов показана на рис. 4.19 [18].

Расход электродов составляет: 2 изготовленных электрода на 2 плавки (2 слитка весом по 1 т).

Особенность: при ведении плавки электрод со знаком «+» обгорает сильнее, поэтому после первой плавки электроды меняют местами. Минимально допустимая длина электрода, на которой можно вести плавку, 200 мм, зазор между электродами 80–100 мм.

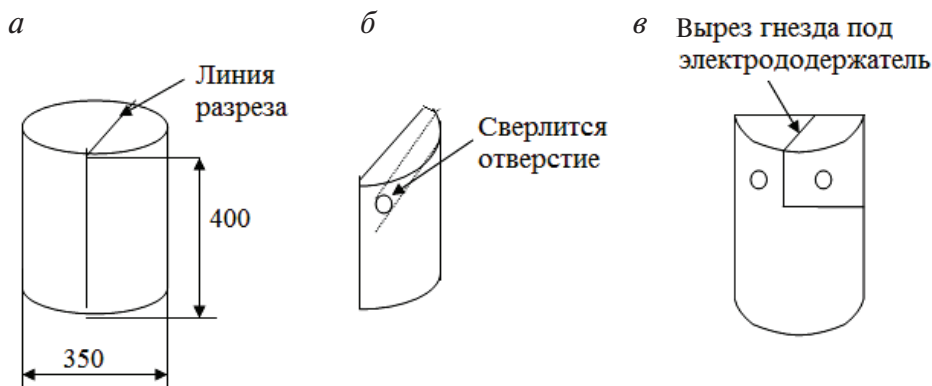


Рис. 4.19. Схема изготовления электродов:

а — графитовая болванка; б — заготовка для электрода (сверление); в — вырез гнезда под электрододержатель

Загрузка и плавление. Стальная и титановая стружка дозируются (взвешиваются) и по транспортеру подаются в печь, в которой установлен медный кристаллизатор с поддоном. Насыпается слой флюса АНФ-6 или ФФ-95. В верхней части печи устанавливаются два электрода с графитовыми насадками, между которыми устанавливается зазор. При попадании стружки между электродами образуется электрическая дуга и происходит плавление шихты. Капли расплава, проходя через флюс, рафинируются (очищаются от посторонних примесей и газов) и кристаллизуются.

В процессе плавки происходит постоянное нарастание слитка и поднятие электродов вверх. По окончании плавления, после отключения дозаторов подачи шихтовых материалов, сбрасывают ток источника до минимального значения для осыпания стружки с электрододержателей. Время выдержки 1–2 мин. Затем нужно поднять ток до максимального значения для проплавления литника слитка и формирования отделяющейся шлаковой «шапки». Время выдержки 10–15 мин. Необходимо плавно сбросить ток до минимального значения, отключить источник питания печи и поднять электроды над расплавом.

Продолжительность охлаждения слитка в изложнице с момента прекращения плавки и отключения источника должна быть не менее 90 мин. Затем электромостовым краном снимают изложницу и слиток с поддона. Слиток транспортируется в ванну с водой для термоудара и удаления шлака. Шлак удаляют с помощью пневматического отбойного молотка.

Электрический и шлаковый режимы. Электроды опускаются на затравку, и включается (масляным выключателем) питание печи. Параметры режима наведения жидкой ванны приведены в табл. 4.5 [18].

Таблица 4.5

Параметры режима наведения жидкой ванны

Время запуска печи до рабочего режима плавления, мин, не менее	Сила тока, кА	Напряжение $U_{эл.}$, В
10	2,0–3,0	90
20	3,5–4,0	70–90
Для заполнения расплавом шлака всей площади поддона	6,5–8,0	50–70
5	12,0–16	40–60
Рабочий режим плавления, 40...360	25	30–40

После наведения расплава шлака по всей площади поддона с помощью транспортера в зону плавления подается стальная и титановая стружка. В процессе плавления необходимо поддерживать слой шлака 60–100 мм, периодически добавляя флюс в зону плавления (плавильщик использует совок).

С целью выравнивания электродов в слое расплава шлака допускается выравнивание электродов над расплавом с последующим одновременным погружением в шлак. Продолжительность операции не более 2 мин, сила тока 1,5–4 кА, напряжение 90–95 В.

Окончание плавки: после отключения дозаторов подачи шихтовых материалов сброс тока источника до минимального значения (2–3 кА) для осыпания стальной стружки с электродержателей. Выдержка времени 1–1,5 мин.

Поднятие тока до 4–5 кА для проплавления литника слитка и формирования отделяющейся шлаковой «шапки». Время выдержки на данной силе тока 15–20 минут. Необходимо плавно сбросить ток до минимального значения и отключить источник питания печи.

Термоудар. Горячий слиток помещается в специальную ванну с водой, в которой охлаждается 60–120 мин. В процессе охлаждения происходят фазовые превращения и самопроизвольное растрескивание слитка ферротитана на куски.

В связи с тем, что во время плавки капли расплава ферротитана проходят через слой флюса, на боковых стенках слитка, особенно в его верхней части, образуется большое количество шлака, который удаляют вручную или с помощью отбойного молотка.

Дробление. Дробление ферротитана на фракции производится на двух дробилках: «Блэк-1» — до фракции 50–100 мм, «Блэк-2» — до фракции 10–50 мм. Партия ферротитана должна состоять из одной или нескольких плавов одной фракции с разницей содержания титана не более 3%. Ферротитан одной фракции упаковывается в металлические барабаны, специальные тканые контейнеры или другую тару и отгружается потребителю.

Контроль качества ферротитана. Контроль качества ферротитана ЭШП предлагается проводить по химическому анализу состава ферротитана. Пробы берутся с пяти уровней по высоте слитка. На каждом уровне берется по три пробы в различных местах, причем точки пробоотбора удалены от центра слитка на разные расстояния.

4.5.3. Достоинства и недостатки электрошлакового способа производства ферротитана

Показатели производства ферротитана в ЭШП представлены в табл. 4.6 и ниже [9].

Таблица 4.6

Технико-экономические показатели ферротитана,
полученного электрошлаковым переплавом отходов

Наименование параметров	Количество
Расход шихты на 1 т годного металла, кг:	1063,6
• стружка стальная марки Ст3;	289
• стружка титановых сплавов	774,3
Содержание Ti в конечном продукте, %	68–72
Выход годного, %	94

Отвальный шлак процесса ЭШП

Компонент шлака	CaF ₂	Остальные примеси*
Содержание, %	99,95	Не более 0,05

*Примеси: нитриды, сульфиды, фосфаты, силены.

Преимуществами электрошлакового способа производства ферротитана являются:

- высокое содержание ведущего элемента, порядка 70 %;
- низкое содержание газов, т. к. расплав рафинируется при прохождении через слой флюса.

Недостатками данного способа являются:

- ограниченность использования шихтовых материалов (только стружка);
- длительность технологического цикла, особенно подготовительных операций.

Вопросы для самоконтроля

1. Как происходит нагрев и плавление электрода в печах электрошлакового переплава? Для чего необходим электрод? Из чего он изготавливается?
2. Зарисуйте и опишите схему установки ЭШП.
3. Назовите основные отличия схем процессов ЭШП с различными вариантами перемещения электрода и кристаллизатора.
4. Перечислите характеристики установок ЭШП.
5. Отличие схемы ЭШП с бифилярным подводом тока от монофилярной схемы.
6. Какие флюсы применяются в ЭШП?
7. Перечислите функции шлака в ЭШП. Свойства шлаков. Понятия «длинные» и «короткие» шлаки.
8. Какие факторы влияют на удаление серы из металла при ЭШП?
9. Как влияет ЭШП на содержание газов в металле?
10. Как влияет ЭШП на содержание неметаллических включений в расплаве?
11. Где расположены зоны максимальных температур в шлаковой ванне одноэлектродной и бифилярной печи ЭШП?
12. Как влияет скорость подачи электрода на характер его оплавления в шлаковой ванне?
13. Как влияет на форму и глубину металлической ванны напряжение питающего тока.
14. Какой расход электроэнергии на переплав 1 т сплава в ЭШП?
15. Перечислите основные отличия технологических схем ЭШП с использованием твердого и жидкого стартов.
16. Перечислите основные этапы технологии выплавки стали методом ЭШП.
17. Перечислите основные этапы технологии выплавки ферротитана методом ЭШП.

5. Электронно-лучевой переплав (ЭЛП)

Одним из перспективных способов получения особо чистых и однородных тугоплавких металлов является ЭЛП. Этот способ считают наиболее экономичным при получении Nb, Ta, Mo, W, а также сталей и сплавов на основе никеля, кобальта и др. Сопоставление всех рафинирующих переплавов показывает, что при ЭЛП лучше всего удаляются газы, цветные примеси и неметаллические включения благодаря высокому вакууму, температуре и направленной кристаллизации [19].

Процесс ЭЛП основан на использовании тепловой энергии, выделяющейся в расплавляемом металле при бомбардировке его быстрыми электронами. Нагрев металла в установках ЭЛП осуществляется потоком электронов, разогнанных до большой скорости в электрическом поле высокого напряжения. Сталкиваясь с поверхностью нагреваемого металла, электроны значительную часть своей кинетической энергии передают металлу, повышая его температуру.

Получить плотный, не рассеивающийся в пространстве поток электронов можно только в глубоком вакууме, при давлении меньшем, чем 10^{-2} Па. Поэтому все установки ЭЛП снабжены системами специальных насосов для получения глубокого вакуума в рабочем пространстве.

Схема установок ЭЛП приведена на рис. 5.1 [19]. Источником электронов может служить разогретый до высокой температуры кольцевой катод (рис. 5.1, *a*). В установках ЭЛП такой конструкции высокое напряжение (до 30000 В) создается между разогретым катодом, расплавляемым электродом и поверхностью наплавляемого слитка, который служит анодом.

Электроны, излучаемые катодом, разгоняются электрическим полем до высоких скоростей, и при ударе о поверхность металла приобретенная ими кинетическая энергия переходит в тепловую. Это позволяет концентрировать тепло у поверхности расплава в кристаллизаторе и на поверхности расплавляемого электрода.

В более совершенных конструкциях установок ЭЛП в качестве источников электронов используют так называемые электронные пушки. Установка с аксиальной электронной пушкой показана на рис. 5.1, б. Электронная пушка состоит из накаливаемого катода, ускоряющего анода и системы фокусировки электронного луча.

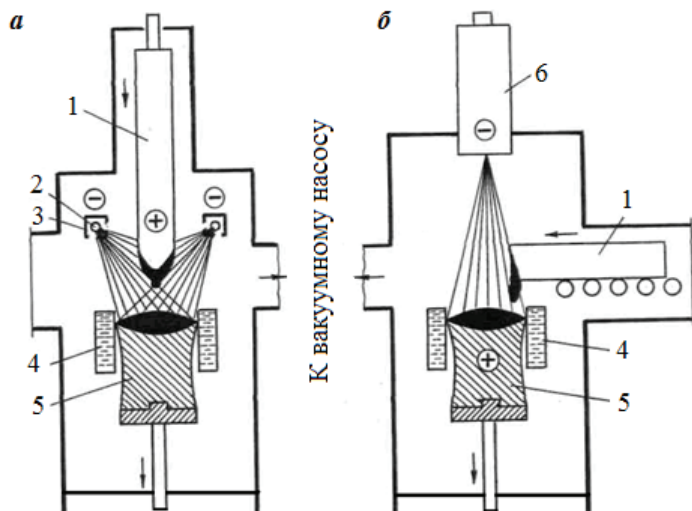


Рис. 5.1. Схема установок электронно-лучевого переплава с кольцевым катодом (а) и с электронной пушкой (б):

1 — переплавляемый электрод; 2 — кольцевой катод; 3 — экран; 4 — водоохлаждаемый кристаллизатор; 5 — наплавленный слиток; 6 — электронная пушка

В результате электронно-лучевого переплава в металле значительно уменьшается содержание газов, достигается высокая степень чистоты по неметаллическим включениям, заданная макроструктура слитков и высокая однородность металла. ЭЛП обеспечивает глубокую очистку металла от вредных примесей, цветных металлов и позволяет получать в литом виде Мо, W и другие тугоплавкие металлы, требующие для своего расплавления очень высокую температуру. Кроме того, электронно-лучевые установки применяют для нанесения покрытий на металл и неметаллические материалы, для пайки, сварки, получения монокристаллических металлов.

Электронно-лучевая плавка нашла широкое применение как метод получения особо чистых металлов и сплавов в вакууме. По сравнению с традиционными способами вакуумной металлургии (вакуумная индукционная плавка, вакуумный дуговой переплав), ЭЛП позволя-

ет получать металлы и сплавы с более низким содержанием вредных примесей, в результате чего существенно улучшаются их физические и механические характеристики, повышается надежность и долговечность изготавливаемых из них изделий.

5.1. Нагрев и плавление металла электронным лучом

Разогретый до высокой температуры металл испускает часть электронов (эмиссия) [1]. Если поместить разогретый катод в вакуум и создать электрическое поле высокого напряжения между катодом и нагреваемым объектом (анодом), то электроны в таком электрическом поле на пути от катода к аноду будут разгоняться электрическим полем до очень больших скоростей и приобретать высокую энергию. При встрече с поверхностью нагреваемого металла происходит резкое торможение движущихся с большой скоростью электронов и превращение кинетической энергии их движения в тепловую. Поток электронов в электрическом поле называют электронным лучом. Нагрев электронным лучом можно осуществить только в вакууме, который необходим для предотвращения потери энергии за счет столкновения электронов с молекулами газов. Скорость движения электронов (v) зависит от ускоряющего напряжения (U) [19]:

$U, \text{ В}$	1000	10000	30000
$v, \text{ м/с}$	$2 \cdot 10^7$	$6 \cdot 10^7$	10^8

Мощность потока ускоренных электронов:

$$W = IU. \quad (5.1)$$

Сила тока электронного пучка (I) связана с величиной ускоряющего напряжения (U) соотношением:

$$I = KU^{3/2}, \quad (5.2)$$

где K — полная проводимость электронного пучка (первеанс), которая для конкретной электронно-оптической системы является постоянной величиной.

При столкновении ускоренных электронов с поверхностью нагреваемого металла они проникают внутрь на некоторую величину δ_{\max} — это значение максимальной глубины проникновения электрона, в конце которой его энергия уменьшается до нуля. Рассчитать максимальную глубину проникновения электрона можно по формуле:

$$\delta_{\max} = K \frac{A}{z\rho} U^2, \quad (5.3)$$

где A , ρ и z — соответственно атомная масса, плотность и порядковый номер элемента, представляющего нагреваемый объект.

Например, для железа:

$$\delta_{\max} = 3 \cdot 10^{-9} U^2, \quad (5.4)$$

где δ_{\max} — в мкм, U — в вольтах (если $U = 30$ кВ, то $\delta_{\max} = 3 \cdot 10^{-9} (30 \cdot 10^3)^2 = 2,7$ мкм).

Для других металлов величина δ_{\max} имеет следующие значения (относительно величины для железа — $\delta_{\max}^{\text{Fe}}$):

Металл:	Fe	Ni	Cr	Cu	Al	W	Ta
$\delta_{\max}^{\text{Me}} / \delta_{\max}^{\text{Fe}}$	1,00	0,85	1,10	0,88	2,80	0,48	0,54

Таким образом, при нагреве различных металлов электронным лучом источник тепла находится в самом нагреваемом объекте — в поверхностном слое толщиной δ . Передача тепла в объем металла осуществляется теплопроводностью или конвекцией (если металл — жидкий).

Однако не вся мощность электронного луча преобразуется в теплоту. Потери энергии электронного луча происходят как на пути следования его от катода к нагреваемой поверхности, так и непосредственно при торможении электронов в поверхностном слое металла. В результате только от 60 до 95 % энергии электронного луча преобразуется в теплоту.

Следует отметить, что при столкновении электронов с поверхностью металла часть их кинетической энергии расходуется на возбуждение рентгеновского излучения. Обычно мощность рентгеновского излучения не превышает 0,5 % мощности пучка электронов, но представляет биологическую опасность. Поэтому рабочая камера установок ЭЛП имеет защитный кожух из металла толщиной 20–40 мм, а ускоряющее напряжение ограничивается значением 35–40 кВ.

Энергия отраженных электронов воспринимается стенками камеры установки ЭЛП. Ток, обусловленный этими процессами, достаточно большой и достигает сотен ампер. Поэтому металлические части установок ЭЛП должны быть надежно заземлены.

Одним из важных параметров, характеризующих электронную пушку (аксиальную), является ее первеанс (проводимость), который определяется по формуле:

$$\Pi = IU^{-3/2}, \quad (5.5)$$

где Π — первеанс пушки; I — ток электронного пучка; U — напряжение (разгоняющее).

Мощность электронной пушки выражается, кВт:

$$W = \Pi U^{5/2}. \quad (5.6)$$

Обе эти величины характеризуют конструктивные особенности электронной пушки.

5.2. Устройство электронных плавильных установок

Формирование направленного потока электронов в установках ЭЛП происходит в высоковольтной диодной системе с эмитирующим электроны нагретым катодом. Эта система может быть выполнена по двум схемам: без ускоряющего анода (рис. 5.2, а) и с ускоряющим анодом (рис. 5.2, б) [1].

5.2.1. Установки ЭЛП с кольцевым катодом

Эти установки относятся к первому типу, т. е. без ускоряющего анода. Источником электронов в этих установках является кольцо из вольфрамовой проволоки, нагреваемое от специального трансформатора.

Для увеличения эмиссии электронов в состав вольфрамовой проволоки обычно вводятся РЗМ, например, лантан. Между катодом и оплавляемым электродом, катодом и ванной прикладывается ускоряющее напряжение. В электрическом поле высокого напряжения формируется поток электронов («луч»), направленный на электрод и ванну.

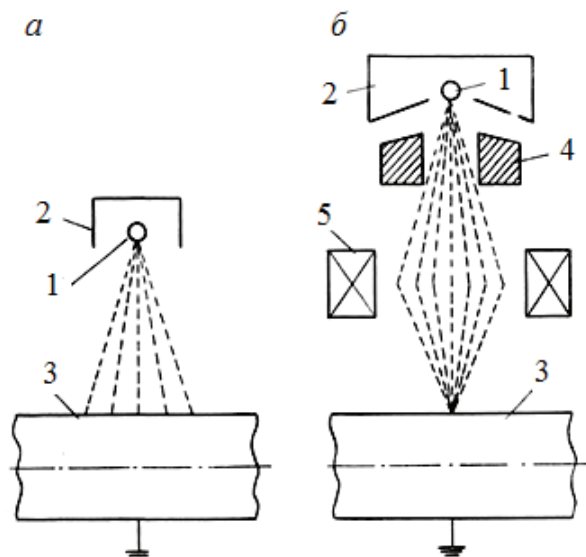


Рис. 5.2. Схема электронных плавильных установок без ускоряющего анода (а) и с ускоряющим анодом (б):

- 1 — катод; 2 — фокусирующий электрод;
3 — нагреваемый материал; 4 — ускоряющий анод; 5 — фокусирующая линза

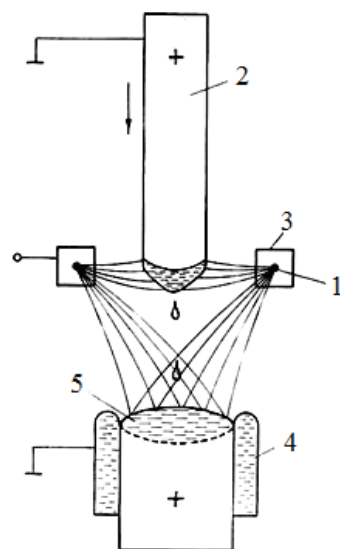


Рис. 5.3. Электронная плавильная установка без ускоряющего анода с одним кольцевым катодом [2]:

- 1 — кольцевой катод; 2 — переплавляемый электрод;
3 — экран; 4 — водоохлаждаемый кристаллизатор;
5 — ванна жидкого металла на наплавляемом слитке

Установка с кольцевым катодом представлена на рис. 5.3. Достоинством такой установки является простота конструкции и более высокий КПД: расход электроэнергии на 10–15 % меньше, чем в установках других типов. Поскольку знак «+» источника напряжения подсоединен к самому металлу, отмечается меньшее отражение электронов (они притягиваются электродом и ванной). Такие установки еще называют печами автоэлектронного нагрева.

К недостаткам установок с кольцевым катодом относятся следующие:

- из-за близкого расположения катода и значительного испарения от плавящегося металла часто возникает «пробой» электродного пространства с возникновением дугового разряда, что ограничи-

вает мощность установки и диапазон давлений остаточного газа (обычно, не более 10^{-2} Па);

- близость жидкого металла к катоду вызывает попадание паров металла на разогретый катод и снижение эмиссионной способности катода и его стойкость.

5.2.2. Установки ЭЛП с радиальными пушками

В отличие от установок с кольцевым катодом, в этих установках катод представляет собой не единое кольцо, а состоит из нескольких устройств, предназначенных для формирования электронного луча, называемых электронными пушками. Они расположены по окружности (рис. 5.4) [2].

Катод в этих установках имеет посторонний подогрев. Ускоряющий электрод (анод) имеет узкую щель для прохождения электронного луча, благодаря чему катодное пространство отделено от плавильного и на катод не попадают брызги и пары металла, а также газы.

Устраняется также возможность возникновения дугового разряда, что увеличивает срок службы катода. Для увеличения надежности используют отклонение электронного луча магнитной системой на угол до 60° . Помимо устранения прямого попадания паров и брызг металла на электроды, применение магнитного отклонения луча расширяет технологические возможности установки, т. к. изменяя угол отклонения луча, можно на одной и той же установке выплавлять слитки различного диаметра.

Наличие в этих условиях катодов имеет еще и то преимущество, что при выходе из строя одного из них можно продолжать плавку на остав-

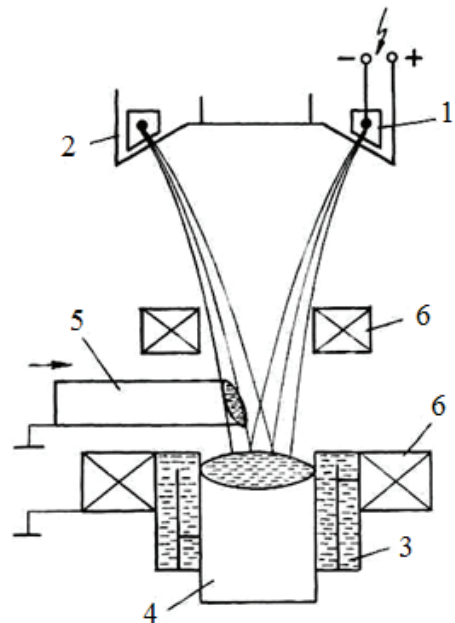


Рис. 5.4. Электронная плавильная установка с радиальными пушками и вспомогательной магнитной фокусировкой:

1 — катод; 2 — ускоряющий анод; 3 — кристаллизатор; 4 — наплавляемый слиток; 5 — переплавляемый электрод; 6 — система магнитной фокусировки

шихся. Однако большое число катодов усложняет обслуживание установки, поэтому обычно ограничиваются 3–4 катодами.

5.2.3. Установка ЭЛП с аксиальными пушками

Стремление сделать электронную пушку независимой от плавильного объема привело к созданию установок с аксиальными пушками,

в которых формируется цилиндрический или конический луч (рис. 5.5) [2].

Аксиальные пушки имеют автономную вакуумную систему, обеспечивающую в зоне формирования электронного пучка необходимое низкое давление (от 10^{-4} до 10^{-3} Па). Ввиду большой мощности источника электронов основной излучающий катод (10) нагревается потоком электронов от вспомогательного накаливающего катода (9) небольшой мощности.

Поверхность основного катода вогнутая, что обеспечивает получение сходящегося электронного луча. Для получения сравнительно тонкого луча, проходящего через диафрагму (6), отделяющую электродное пространство от плавильного, аксиальные пушки имеют систему магнитной фокусировки электронного пучка (4, 5), которая концентрирует электроны в единый луч.

Диафрагма (6) и перегородки (7) обеспечивают низкое

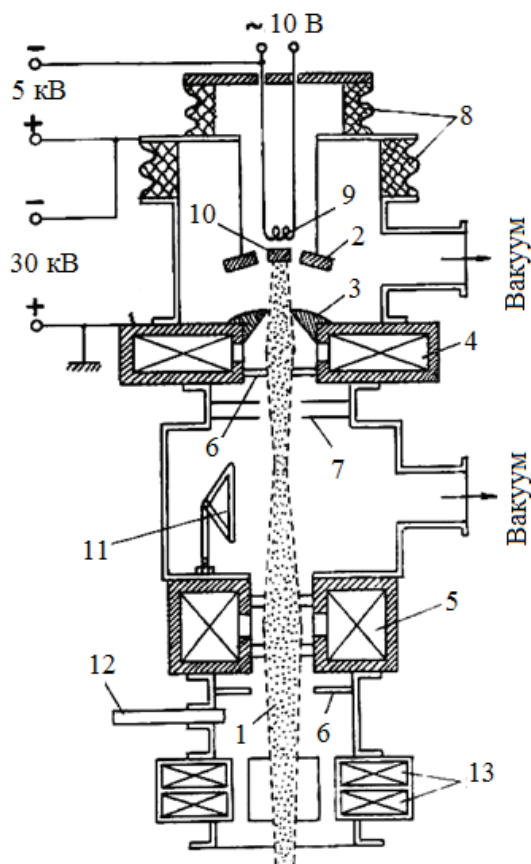


Рис. 5.5. Устройство аксиальной пушки:

1 — электронный луч; 2, 3 — электроды со специальной формой поверхности; 4, 5 — электромагнитные линзы; 6 — диафрагма; 7 — перегородки; 8 — изоляторы; 9 — нагревающий катод; 10 — основной излучающий катод; 11 — вакуумный затвор; 12 — основной затвор; 13 — электромагнитные катушки для перемещения луча по поверхности ванны

остаточное давление внутри пушки, независимо от остаточного давления в рабочей камере.

Длина электронного луча в аксиальных пушках — до 2 м. Благодаря этому, а также собственной вакуумной системе пушек, в зоне формирования луча поддерживается хороший вакуум и в эту зону не попадают пары металла, что обеспечивает увеличение срока службы катода. Кроме того, можно иметь в плавильном пространстве несколько большее давление, что уменьшает испарение металла.

Для получения равномерного нагрева поверхности заготовки с помощью электромагнитных катушек (13) обеспечивается быстрое перемещение электронного луча по поверхности ванны жидкого металла. Применяются два варианта организации движения фокального пятна по поверхности ванны: круговое движение, по спирали от периферии к центру ванны или зигзагообразное движение (змейкой).

Основными преимуществами аксиальных пушек являются более высокая стабильность работы, возможность поддержания в плавильном пространстве более высоких давлений, увеличение срока службы катода. К недостаткам аксиальных пушек относятся сложность конструкций, эксплуатации и наладки, высокий уровень ускоряющего напряжения мощных пушек (до 30 кВ), что повышает уровень рентгеновского излучения, необходимость системы развертки пучка для обеспечения равномерности нагрева металла.

Установки ЭЛП с аксиальными пушками могут иметь одну (рис. 5.6, а) или несколько (рис. 5.6, б) пушек; во втором случае достигается более равномерное распределение мощности по поверхности ванны.

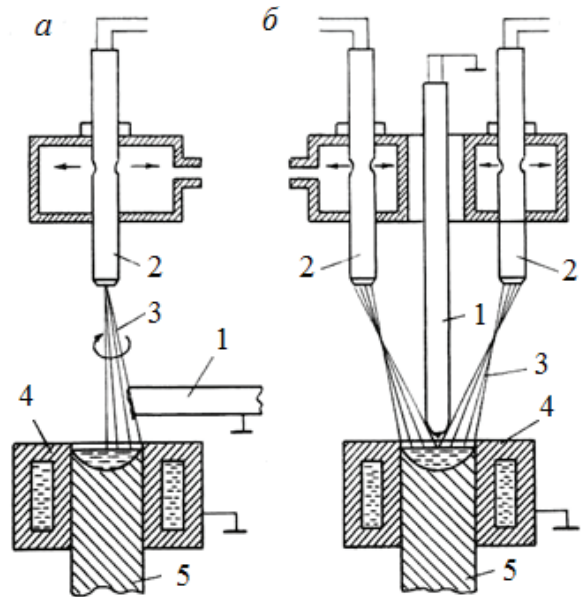


Рис. 5.6. Установки ЭЛП с аксиальными пушками:

а — с одной пушкой; б — с несколькими пушками;
1 — переплавляемый электрод; 2 — аксиальная пушка;
3 — электронный луч; 4 — водоохлаждаемый кристаллизатор; 5 — наплавляемый слиток

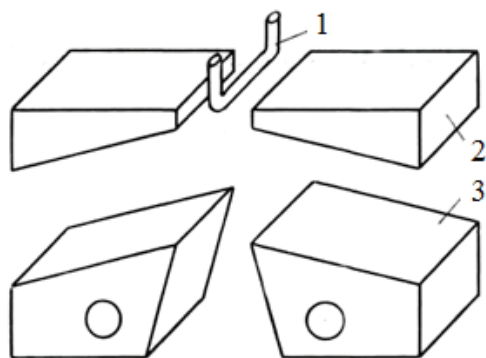


Рис. 5.7. Схема плосколучевой электронной пушки:

1 — катод прямого нагрева; 2 — фокусирующий анод; 3 — ускоряющий анод

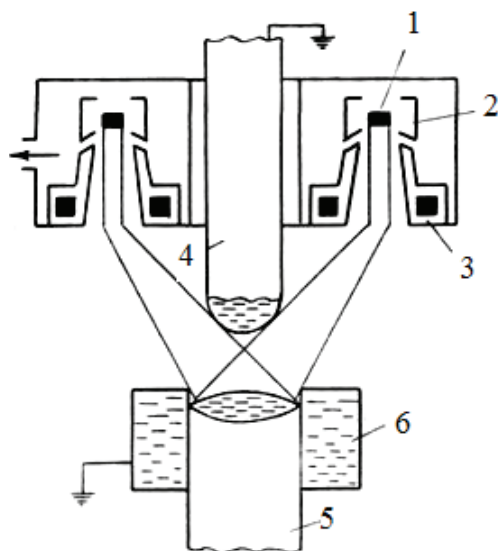


Рис. 5.8. Установка ЭЛП с плосколучевыми пушками и магнитным отклонением луча:

1 — катод; 2 — ускоряющий анод; 3 — электромагнитная система отклонения луча; 4 — переплавляемая заготовка; 5 — наплавляемый слиток; 6 — водоохлаждаемый кристаллизатор

Однако обслуживание и эксплуатация таких установок сложнее, поэтому в современных установках предпочитают иметь одну мощную аксиальную пушку и систему быстрого перемещения фокального пятна по поверхности ванны.

5.2.4. Установки ЭЛП с плосколучевыми пушками

Плосколучевые пушки занимают промежуточное положение между аксиальными и радиальными пушками.

Такая пушка (рис. 5.7) [19] состоит из П-образного катода (1), выполненного из вольфрамовой ленты шириной 3–4 мм.

Рабочая часть катода помещается в зазор фокусирующего анода (2). Ниже размещен ускоряющий анод (3), который имеет форму двугранного угла. Зазор между двумя частями анода для прохождения электронов составляет 2–4 мм. Анод имеет водяное охлаждение. Напряжение между катодом и ускоряющим анодом составляет 10–17 кВ.

Пушка такого типа формирует плоский электронный луч. Электроны луча, пройдя через зазор в ускоряющем аноде, движутся далее к нагреваемому металлу по инерции. Установки ЭЛП

с плосколучевыми пушками могут обеспечивать отклонение электронного луча на угол до 45° (рис. 5.8) или его разворот на 180° (рис. 5.9) [19].

В установках с отклонением электронного анода располагается магнитная отклоняющая система (3), которая направляет луч на зону нагрева и придает ему некоторые колебания.

Угол отклонения луча выбирается таким, чтобы в зону формирования электронного луча не попадали брызги и пары металла, а также тепловое излучение от расплавленного металла.

В установках ЭЛП с поворотом электронного луча на 180° (рис. 5.9) пушки расположены ниже и сбоку по отношению к нагреваемой поверхности.

Система магнитной фокусировки (6) и поворота электронного пучка в магнитном поле (7) обеспечивает поворот электронного луча на 180° .

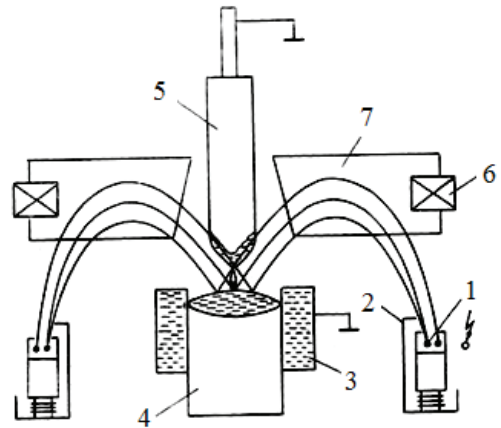


Рис. 5.9. Схема установки ЭЛП с поворотом электронного пучка:

1 — катод; 2 — ускоряющий анод; 3 — кристаллизатор; 4 — наплавляемый слиток; 5 — переплавляемая заготовка; 6 — система магнитной фокусировки; 7 — система поворота электронного пучка в магнитном поле

5.3. Конструкции установок ЭЛП

Установки ЭЛП в зависимости от их мощности и массы наплавляемого слитка условно подразделяют на лабораторные, полупромышленные и промышленные. Значения мощности, ускоряющего напряжения и массы наплавляемого слитка для этих классов установок имеют следующие значения (табл. 5.1) [18].

Таблица 5.1

Конструкции установок ЭЛП

Тип установки	Мощность, кВт	Ускоряющее напряжение, кВ	Масса наплавляемого слитка, кг
Лабораторные	60–120	15–20	60–150
Полупромышленные	120–200	15–27	200–600
Промышленные	500–7500	15–30	1000–100000

Несмотря на большое разнообразие конструкций установок ЭЛП, они имеют много общих узлов, основные из которых следующие: электронные пушки, источник питания, плавильные камеры, кристаллизаторы, механизмы подачи и выдачи слитков, системы вакуумирования, охлаждения и др.

Источник питания — высоковольтный выпрямитель, содержащий в своей схеме регулятор мощности электронного луча и элементы защиты от коротких замыканий.

Плавильная камера — водоохлаждаемая, имеет люки для осмотра, патрубки для присоединения к системе вакуумирования, гляделки для наблюдения за ходом процесса. Толщина стенок камеры 20–40 мм для защиты от рентгеновского излучения.

Кристаллизаторы — короткие, медные, толстостенные, водоохлаждаемые. Форма сечения: сверху — цилиндрическая, в нижней части — конусная, расширяющаяся книзу.

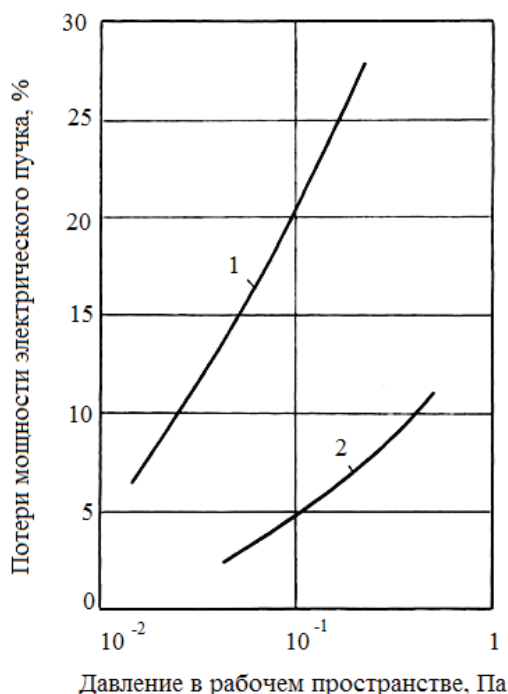


Рис. 5.10. Потери мощности электронного пучка при прохождении через плавильную камеру:

1 — энергия электронов $W_e = 17$ кВт;

2 — $W_e = 30$ кВт

Для того чтобы исключить случайный прожог кристаллизатора электронным лучом, в верхней его части располагается кольцо из тугоплавкого металла. Наплавляемый слиток непрерывно вытягивается из кристаллизатора с такой же скоростью, как его наплавление, поддерживая постоянным уровень металла в кристаллизаторе.

В современных установках ЭЛП осуществляется отдельная откачка камеры пушки и плавильного пространства. Это позволяет поддерживать в зоне действия ускоряющего напряжения низкое давление (менее $6 \cdot 10^{-2}$ Па), в то время как в плавильной камере давление может составлять 0,1–1,0 Па. Для эффективного рафинирования металла нет необходимости в более

глубоком вакууме, в связи с чем откачку плавильной камеры можно производить паромасляными бустерными насосами.

Вместе с тем необходимо учитывать, что при повышении давления в рабочем пространстве значительно увеличиваются потери мощности электронного луча за счет столкновения электронов с молекулами газов (рис. 5.10) [19].

Для откачки катодного пространства пушек и лучеводов используются диффузионные насосы, позволяющие поддерживать остаточное давление не более $1,5 \cdot 10^{-3}$ Па, необходимое для стабильной работы катодно-анодного узла пушек.

5.4. Технологические особенности ЭЛП

Возможность регулирования в широких пределах параметров электронно-лучевого нагрева и его независимость от процесса плавления металла позволяет использовать для ЭЛП не только расходующиеся электроды, но и некомпактную или сыпучую шихту (губка, стружка и т. п.), а также отходы прокатного или кузнечно-штамповочного производства.

Наиболее широко в промышленности применяют ЭЛП расходующего электрода в кристаллизатор. В зависимости от типа и количества используемых электронных пушек расходующий электрод подают в зону плавки вертикально, горизонтально или наклонно.

Вертикальная подача электрода создает более выгодные условия рафинирования металла, поскольку торец расходующего электрода, оплаваясь под воздействием электронного луча, принимает форму конуса, что увеличивает реакционную поверхность. При боковой (горизонтальной или наклонной) подаче электрода он экранирует от электронного луча участок поверхности металлической ванны в кристаллизаторе, что приводит к неоднородному распределению энергии и ухудшению условий формирования слитка.

Конструкция установок ЭЛП обеспечивает разделение электронных лучей на две части: одна — для нагрева переплавляемой заготовки, а вторая — для нагрева поверхности жидкой ванны в кристаллизаторе. Расходующую заготовку опускают в зону плавки с помощью подающего механизма. Под влиянием бомбардировки ускоренными

электронами осуществляются нагрев и плавление нижнего торца расходуемой заготовки. Расплавленный металл при этом стекает в водоохлаждаемый кристаллизатор, где создается жидкая ванна, подогреваемая отклоненной частью электронного луча [20].

Разновидностью технологической схемы электронно-лучевой плавки в кристаллизатор является переплав сыпучей шихты (порошка, гранул, губки, стружки и т. п.). Переплав сыпучей шихты применяется для получения компактного слитка, который затем подвергается повторному ЭЛП. По такой схеме перерабатывают титановый скрап, порошок ниобия и другие материалы.

Работа установки ЭЛП требует глубокого вакуума. Поэтому возникают проблемы при ЭЛП металлов и сплавов с высоким уровнем газо-

насыщенности, а также металлов и сплавов с высокой упругостью паров и сталей, легированных такими элементами.

Для установок ЭЛП характерна более низкая производительность по сравнению с установками ВДП аналогичной мощности. Так, при одинаковой мощности 150–200 кВт скорость плавления электрода в печах ВДП составляет 5–10 кг/мин, а в установках ЭЛП всего 0,4–0,5 кг/мин. Поэтому полный КПД электронной плавки составляет всего около 10 %, и объясняется необходимостью выдерживать каждую очередную порцию загрязненного примесями металла, попадающего в ванну кристаллизатора, в перегретом состоянии в течение определенного времени, необходимого для получения требуемой степени рафинирования. Существенно повысить КПД электронной плавки можно при проведении процесса рафи-

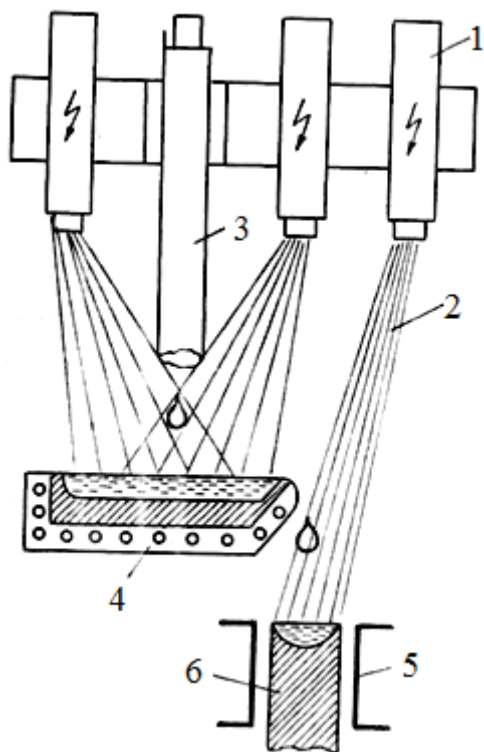


Рис. 5.11. Технологическая схема ЭЛП с промежуточной емкостью [19]:

1 — электронные пушки; 2 — электронные лучи; 3 — переплавляемая заготовка; 4 — промежуточная емкость; 5 — кристаллизатор; 6 — слиток

нирования металла не в кристаллизаторе, а в промежуточной емкости, т. е. до попадания порции металла в кристаллизатор. Технологическая схема ЭЛП с промежуточной емкостью показана на рис. 5.11.

Жидкий металл с оплавленной заготовки попадает в кристаллизатор не сразу, а проходит дополнительное рафинирование в промежуточной емкости, выполненной в виде водоохлаждаемого лотка, а затем стекает в кристаллизатор. Наличие промежуточной емкости исключает падение в кристаллизатор кусков переплавляемого металла при возможном растрескивании заготовки и позволяет переплавлять не только качественно подготовленные заготовки, но и стружку, лом, порошок и т. п. Кроме того, при подобной конструкции установок обеспечивается более глубокое рафинирование металла вследствие увеличения ступеней процесса и более развитой поверхности испарения.

Дальнейшим развитием установок с промежуточной емкостью являются электронные плавильные установки с холодным подом (рис. 5.12, 5.13) [19].

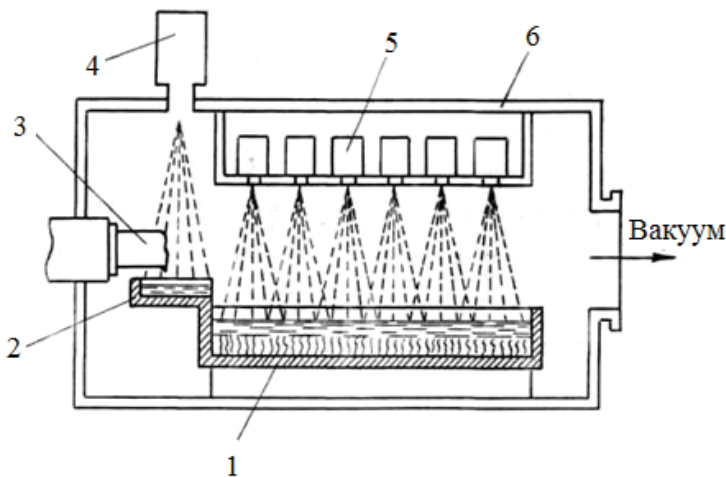


Рис. 5.12. Схема установки ЭЛП с промежуточной емкостью и холодным подом: 1 — горизонтальный кристаллизатор; 2 — промежуточная емкость; 3 — переплавляемая заготовка; 4 — электронно-лучевая пушка для расплавления заготовки и нагрева металла в промежуточной емкости; 5 — электронно-лучевые пушки для нагрева металла на холодном поду; 6 — корпус печи

Такие установки отличаются значительно большей реакционной поверхностью расплавленного металла. Это обеспечивает необходимую длительность вакуумирования жидкого металла и, соответствен-

но, более высокую степень очистки металла от примесей. Холодный под может выполнять роль и кристаллизатора, в котором формируется плоский слиток (рис. 5.12).

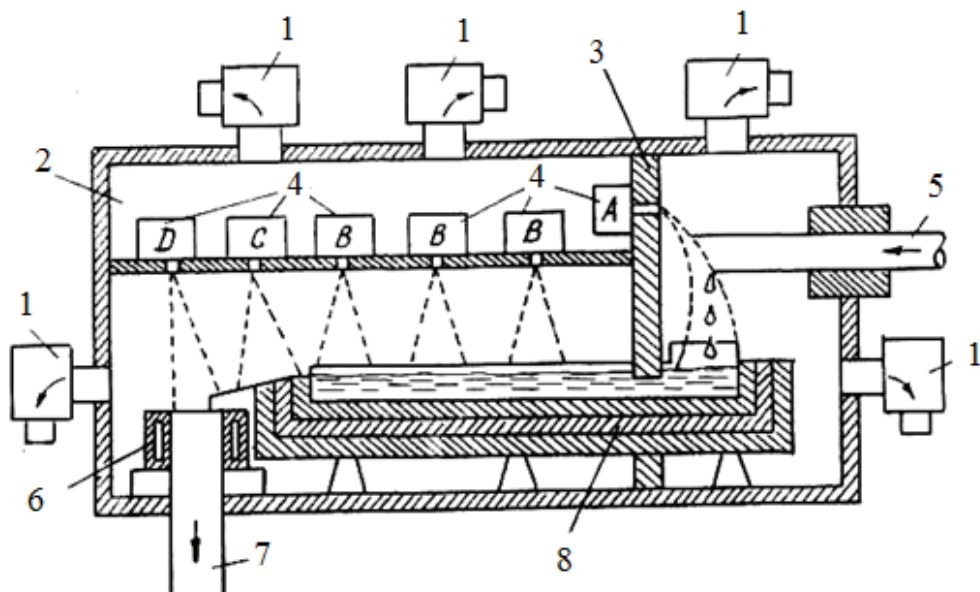


Рис. 5.13. Схема установки ЭЛП с холодным подом [19]:

- 1 — система вакуумирования; 2 — камера электронных пушек; 3 — перегородка;
4 — электронные пушки; 5 — переплавляемая заготовка; 6 — кристаллизатор; 7 — слиток;
8 — холодный под

Обычно же холодный под обеспечивает увеличение реакционной поверхности расплавленного металла, который затем поступает в кристаллизатор, из которого вытягивают формирующийся слиток. Холодноподовые установки ЭЛП могут работать и на жидком полупродукте. Плавление и черновое рафинирование металла в этом случае осуществляют в вакуумной индукционной печи. Полупродукт переливают в индукционную печь проходного типа, из которой он непрерывно поступает на холодный под. Здесь он подогревается электронными пушками, рафинируется при высокой температуре в глубоком вакууме и поступает на установку непрерывной разливки.

5.5. Metallургические особенности ЭЛП

Рафинирование металла при ЭЛП основано, как и при ВДП, на взаимодействии расплавленного металла с глубоким вакуумом. Жидкий металл образуется на торце оплаиваемой заготовки, в виде капель стекает в кристаллизатор, образует жидкую ванну на поверхности наплавляемого слитка.

Независимый источник теплоты при ЭЛП дает возможность в широких пределах регулировать скорость наплавления слитка и продолжительность пребывания металла в жидком состоянии [20].

При переплаве расходуемой заготовки металл подвергается рафинированию на трех этапах существования его в жидком состоянии: в пленке на оплаиваемом торце электрода, в каплях и на поверхности жидкой ванны. При одинаковом диаметре электрода, при ЭЛП с вертикальной подачей заготовки ее оплаивающийся конец приобретает коническую форму, за счет чего площадь этой поверхности в 2–4 раза превышает площадь поперечного сечения электрода. В сочетании с более высокой температурой жидкого металла, более глубоким вакуумом в рабочем пространстве это создает благоприятные условия для лучшей дегазации металла, испарения цветных металлов, вакуумно-углеродного раскисления и диссоциации неметаллических включений. Удаление примесей происходит, в основном, в пленке жидкого металла на конце оплаиваемого электрода. При ЭЛП легированных сталей и хромистых сплавов на торце оплаиваемого электрода удаляется 70–80 % цветных металлов, 40–50 % азота и меди.

Снижение концентрации таких примесей, как Pb, Bi, Sb, Cu, Sn, достигает более 60 % их исходного содержания, т. е. удаляется значительно больше, чем при ВДП. В 2–4 раза больше по сравнению с ВДП удаляется при ЭЛП водород из высоколегированных сталей. Его остаточная концентрация после ЭЛП обычно не превышает $1 \text{ см}^3/100 \text{ г}$. За счет этого конструкционные стали становятся не флокеночувствительными. Содержание азота в высоколегированных сталях после ЭЛП также в 1,5–2 раза ниже, чем после ВДП.

Следует отметить, что дистилляция металла от вредных примесей при ЭЛП сопровождается также испарением легирующих элементов и основы сплава, что является негативной стороной рафинирования при ЭЛП. Потери сплава за счет испарения достигают 3–5 %. Кон-

денсат на стенках камеры установки ЭЛП состоит преимущественно из Mn, Cr и Fe. Среднее относительное изменение содержания легирующих элементов при ЭЛП легированных сталей составляет, относит. %: Mn — 77; Cr — 9,4; Cu — 56; S — 27,5. За счет испарения этих элементов и железа содержание нелетучих элементов в стали после ЭЛП несколько увеличивается, относит. %: C — 7,1; Si — 6,3; Mo — 11,4; Ni — 4,2; V — 2,0; W — 1,1.

Рафинирование металла от кислорода осуществляется при ЭЛП по тому же механизму, что и в других процессах в условиях вакуума. Высокий вакуум и высокая температура жидкого металла благоприятствуют диссоциации исходных неметаллических включений, восстановлению их углеродом, выделению не успевших диссоциировать включений на поверхность металла и их последующей коагуляции с обособлением шлаковой фазы.

5.6. Сортамент металлов, сталей и сплавов, подвергаемых ЭЛП

Рассмотренные металлургические возможности процесса ЭЛП показывают высокую эффективность этого метода по удалению газов, неметаллических включений и примесей цветных металлов из переплавляемых заготовок.

Металл после ЭЛП характеризуется минимальной газонасыщенностью, максимальной плотностью и наилучшим сочетанием механических свойств по сравнению с металлом, полученным другими переплавными процессами.

Получаемые слитки имеют плотную макроструктуру и не имеют ликвационных дефектов.

ЭЛП преимущественно применяется для производства высококачественных слитков тугоплавких и высокореакционных металлов, таких как ниобий, тантал, цирконий и титан. Существующие установки ЭЛП позволяют получать эти металлы в слитках диаметром до 400 мм, длиной до 2 м и массой до 2,5 т [20].

Главной целью рафинирования тугоплавких и реакционных металлов является достижение их высокой пластичности и низких значений твердости, что обеспечивается в первую очередь за счет снижения со-

держания газов, в том числе и кислорода. Если однократное рафинирование не дает желаемого эффекта, то часто полученный слиток подвергают повторному ЭЛП. Достаточно широко применяется ЭЛП для производства слитков особо чистого железа, кобальта, никеля и меди.

Масштабы применения ЭЛП для получения слитков стали и сплавов на основе железа и никеля сравнительно небольшие. Суммарная мощность установок ЭЛП, предназначенных для производства сталей и сплавов на основе никеля методом переплава расходуемой заготовки, составляет около 10 % всех установленных мощностей установок ЭЛП.

Вопросы для самоконтроля

1. За счет чего происходит нагрев и плавление сплавов в электронно-лучевой печи?
2. Кратко опишите схему установки электронно-лучевого переплава с кольцевым катодом, ее достоинства и недостатки.
3. Кратко опишите схему установки электронно-лучевого переплава с электронно-лучевой пушкой, ее достоинства и недостатки.
4. Как происходит рафинирование стали и сплавов при переплаве в ЭЛП?
5. Как зависит скорость движения электронов от величины ускоряющего напряжения?
6. От чего зависит глубина проникновения электронов внутрь поверхности переплавляемой заготовки?
7. Кратко опишите схему устройства ЭЛП с ускоряющим анодом. Какие у нее достоинства и недостатки?
8. Кратко опишите схему устройства ЭЛП без ускоряющего анода. Какие у нее достоинства и недостатки?
9. Кратко опишите принцип действия электронной плавильной установки с радиальными пушками.
10. Кратко опишите принцип действия установки ЭЛП с аксиальными пушками.
11. Из чего состоит конструкция плавильной камеры ЭЛП?
12. От чего зависит скорость плавления в ЭЛП?
13. Перечислите сортамент металлов и сплавов, переплавляемых в ЭЛП.

6. Плазменно-дуговой переплав (ПДП)

Плазменный нагрев находит широкое применение в металлургии: в рудовосстановительных процессах, в получении высокоогнеупорных изделий, при выплавке и рафинировании специальных сталей и сплавов, тугоплавких и благородных металлов, для резки и зачистки поверхности металла и в других процессах [21].

Это объясняется рядом серьезных преимуществ плазменного нагрева, таких как: возможность получения высоких и легко регулируемых температур; высокая концентрация энергии в малом объеме; эффективная передача тепла от потока плазмы нагреваемым материалам при сравнительно небольшой потере энергии на излучение; отсутствие загрязнений; хорошие условия для рафинирования сплавов от газов, включений, примесей, при сохранении в них легирующих элементов и др.

Плазма образуется обычно на основе инертных газов или смеси инертного с каким-либо другим газом.

Плазмой называют ионизированную газовую систему с общим зарядом, равным нулю, на движение частиц которой (в отличие от ионизированного газа) влияет внешнее магнитное поле. Плазма электропроводна. Температура холодной плазмы со степенью ионизации $\sim 1\%$ составляет $5000\text{--}30000\text{ }^{\circ}\text{C}$ [21].

Степень ионизации плазмы растет с температурой и понижением давления. В низкотемпературной плазме при давлениях, близких к атмосферному, протекают главным образом процессы с участием нейтральных частиц, при которых происходит перенос колебательной энергии. Роль процессов с участием возбужденных частиц сводится к обеспечению определенного уровня электропроводности и способности системы благодаря этому выделять «джоулево» тепло. На практике температуру плазмы увеличивают повышением плотности тока в дуге (увеличением выделяющейся в дуге мощности или сжатием столба дуги).

Наиболее распространено сжатие плазменной дуги под действием магнитного и электрического полей, механического воздействия сужающегося сопла, стабилизации и внешнего охлаждения дуги с помощью газа. Нагрев в плазменных устройствах происходит за счет физического тепла плазмы, теплоты нейтрализации ионизированных частиц газа и теплоты образования молекул газа и его атомов. При этом, чем в большей степени диссоциирован (для двухатомных газов) и ионизирован газ, тем значительнее тепловое действие плазмы.

В металлургии используются главным образом дуговые плазмотроны. В них плазма образуется за счет диссоциации и ионизации газа (аргон, азот, кислород, водород), пропускаемого через зону горения сжатой электрической дуги постоянного тока.

Переход с аргонной плазмы на аргонно-азотную или аргонно-водородную повышает КПД установки с 40–45 до 60 % и выше (табл. 6.1) [21].

Таблица 6.1

Параметры плазменной струи

Газ	Мощность плазмотрона, кВт	Напряжение дуги, В	Температура плазмы, К	Удельная энтальпия плазмы, кДж/г	КПД нагрева, %
N ₂	60	65	7473	46,33	60
H ₂	62	120	5273	323,90	80
He	50	47	20273	237,80	48
Ar	48	40	14273	21,73	40

В спецэлектрометаллургии при переплаве электропроводных материалов преимущественно применяют энергетически более выгодные плазмотроны прямого действия, в которых плазменный факел совмещен с электрической дугой, а расплавляемый металл является одним из электродов дуги. При плазменно-дуговом переплаве можно вести активный металлургический процесс с помощью газовой и шлаковой фаз. Можно раскислять металл (плазменно-водородное раскисление), десульфуривать (плазменно-шлаковый переплав), легировать азотом из азотосодержащей плазмы и очищать сталь от неметаллических включений и вредных микропримесей газов и цветных легколетучих металлов. Не исключена возможность и ведения окислительного процесса.

Как правило, рафинирующий переплав в атмосфере аргона применяют для обработки шарикоподшипниковых, нержавеющих, содержащих сильные нитридообразующие элементы, жаропрочных сплавов на железной и никелевой основе, конструкционных сталей и многих сплавов.

Плазменно-водородному раскислению подвергают прецизионные железоникелевые сплавы, не имеющие в своем составе сильных оксидообразующих элементов (типа пермаллой, инва и др.), и слитки железа или никеля высокой чистоты для приборов электронной техники.

Процесс переплава с легированием азотом применяют для класса хромоникелевых, хромоникельмарганцевых сталей. Плазменно-шлаковый переплав используют для обработки тех металлов и сплавов, где необходимо провести глубокую десульфурацию и очистку последних от оксидных и нитридных включений.

Установка ПДП (рис. 6.1) [21] имеет водоохлаждаемый кристаллизатор с подвижным днищем, обеспечивающим вытягивание слитка из кристаллизатора в процессе плавки. Плазмотроны могут располагаться перпендикулярно или под наклоном к переплавляемому электроду.

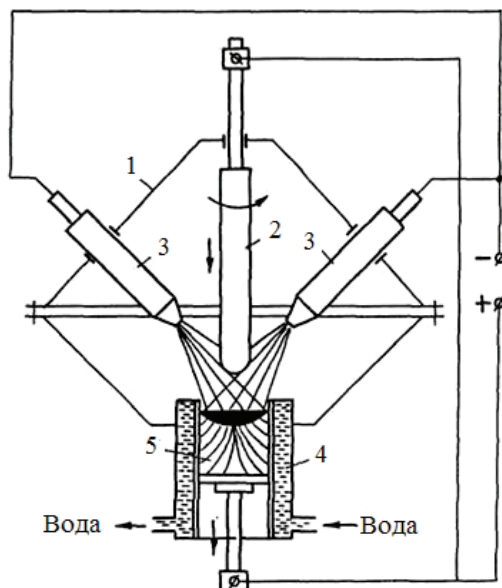


Рис. 6.1. Схема установки плазменно-дугового переплава:

1 — плавильная камера; 2 — переплавляемый электрод; 3 — плазмотроны; 4 — водоохлаждаемый кристаллизатор; 5 — наплавляемый слиток

Плазменные дуги регулируют с таким расчетом, чтобы обеспечить равномерное оплавление вращающегося электрода и одновременный подогрев зеркала жидкого металла в кристаллизаторе. Установки ПДП с водоохлаждаемым кристаллизатором используют для рафинирования переплавляемого металла. Свойства металла улучшаются за счет повышения чистоты металла по вредным примесям и принудительной направленной кристаллизации наплавляемого слитка в водоохлаждаемом кристаллизаторе.

Газы в обычных условиях состоят из нейтральных молекул

и являются изоляторами. Ионизация газа может происходить под действием внешних сил — тепловой ионизации (например, электрического разряда), ионизации пучками частиц и др., при этом в газах, наряду с нейтральными частицами, появляются электроны и положительные ионы.

Степень ионизации газа α определяется отношением количества ионов n_u к общему числу частиц N , т. е.

$$\alpha = \frac{n_u}{N}. \quad (6.1)$$

В табл. 6.2 представлены данные о зависимости степени ионизации водорода от температуры и давления [21].

Таблица 6.2

Зависимость степени ионизации водорода от температуры и давления

Температура, К	Степень ионизации		Температура, К	Степень ионизации	
	При атмосферном давлении	При 133 Па (1 мм рт. ст.)		При атмосферном давлении	При 133 Па (1 мм рт. ст.)
1500	$1,35 \cdot 10^{-5}$	$2,1 \cdot 10^{-3}$	3500	0,419	0,993
2000	$1,12 \cdot 10^{-3}$	$87 \cdot 10^{-3}$	4000	0,70	0,999
2500	$1,66 \cdot 10^{-2}$	0,575	4500	0,904	0,999
3000	0,100	0,94	—	—	—

Из приведенных в табл. 6.2 данных следует, что степень ионизации увеличивается с повышением температуры и понижением давления.

Плазма представляет собой ионизированную газовую систему, общий заряд которой равен нулю и ее состояние описывается законами идеальных газов. Основное отличие плазмы от ионизированного газа состоит в том, что на движение частиц в плазме влияет внешнее магнитное поле.

Плазма разделяется на высокотемпературную (горячую) и низкотемпературную (холодную). Степень ионизации частиц высокотемпературной плазмы близка к единице, а температура составляет сотни тысяч градусов; в таком состоянии находится вещество в недрах звезд. Горячая плазма отличается очень высокой электропроводностью. Холодную плазму со степенью ионизации 1 % получают в плазмотронах. Электропроводность холодной плазмы значительно меньше, чем горячей, а температура находится в пределах 5000–30000 К [21].

Низкотемпературную плазму получают путем термической ионизации и ионизацией электрическим разрядом. Чем меньше энергия ионизации вещества, тем ниже необходимая температура нагрева. Добавка одновалентных щелочных металлов с низким потенциалом ионизации — лития, натрия, калия, рубидия, цезия — облегчает получение низкотемпературной газовой плазмы.

Устройства для нагревания газов до температур, вызывающих ионизацию этих газов, называются плазмотронами. По способу нагрева газа до ионизированного состояния (плазмы) плазмотроны классифицируют на дуговые, индукционные, электронные и топливные.

Плазменная плавка характеризуется следующими преимуществами [21]:

- 1) исключается загрязнение металла нежелательными примесями — углеродом из графитированных элементов, применяемых в обычных дуговых электропечах; азотом и водородом из атмосферы печи;
- 2) плазменная струя может состоять из любой необходимой смеси газов, что позволяет поддерживать в печи любую атмосферу — окислительную, восстановительную, нейтральную;
- 3) плавка в плазменных печах отличается от вакуумной, индукционной, дуговой и электронно-лучевой плавки благодаря наличию атмосферного давления над ванной и сопровождается меньшим испарением основных компонентов расплава;
- 4) при помощи плазменных горелок можно достичь высоких и легко регулируемых температур, а стабильность процесса упрощает проблему его регулирования;
- 5) плазменные печи по сравнению с вакуумными просты, что облегчает выполнение в них таких технологических операций, как: наведение шлака, продувка металла и др.

На рис. 6.2 и 6.3 показаны схемы плазменной плавильной установки с глуходонным кристаллизатором и плазменной установки с вытягиванием слитка из кристаллизатора [21]. В качестве плазмообразующего газа при выплавке и рафинировании металлов в большинстве случаев используют аргон. Таким образом, открываются широкие перспективы в области использования плазменного нагрева для переплава сталей, сплавов и тугоплавких металлов.

Институтом электросварки им. Е. О. Патона АН Украины разработан ПДП качественных сталей и сплавов в медном водоохлаждаемом кристаллизаторе.

Плазменно-дуговые печи, позволяющие выплавлять слитки массой до 400 кг, успешно работают на отечественных заводах черной и цветной металлургии. Опыт эксплуатации этих печей позволил разработать конструкции более крупных печей, рассчитанных на получение 4–5 т кузнечных и листовых слитков [21].

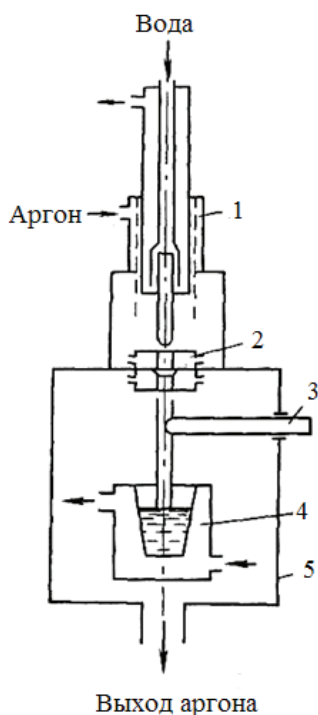


Рис. 6.2. Схема плазменной плавильной установки с глуходонным кристаллизатором:

1 — плазмотрон; 2 — анод; 3 — переплавляемый материал; 4 — кристаллизатор; 5 — корпус установки

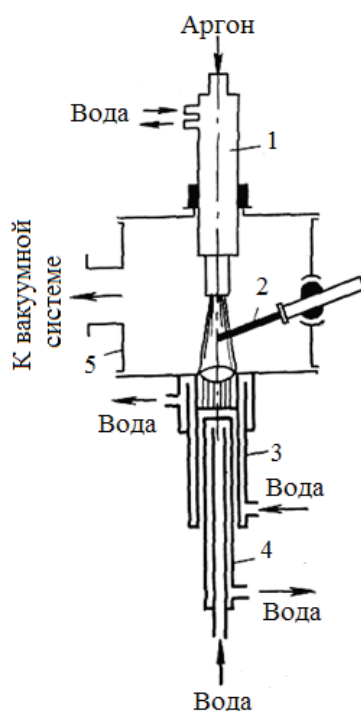


Рис. 6.3. Схема плазменной установки с вытягиванием слитка из кристаллизатора:

1 — плазмотрон; 2 — расходуемый электрод; 3 — кристаллизатор; 4 — механизм вытягивания слитка; 5 — корпус установки

Радиальное расположение нескольких плазмотронов в печах конструкции Института электросварки им. Е. О. Патона АН Украины вокруг кристаллизатора под острым углом к его оси позволяет рассредоточить источники тепла равномерно по ванне и тонко регулировать обогрев отдельных участков ванны индивидуальным перемещением каждого плазмотрона. Такое расположение плазмотрона обладает несомненным преимуществом перед осевой схемой, где применен

один плазмотрон. Несколько менее мощных плазмотронов работают в более легких условиях, что облегчает создание печей плазменно-дугового переплава сравнительно большой мощности.

Особенности процесса ПДП. Технологическая схема процесса ПДП предусматривает размещение в герметичной камере переплавляемой заготовки нескольких плазмотронов, медного водоохлаждаемого кристаллизатора и получаемого слитка.

Размещение плазмотронов и направленность плазменных струй позволяют переплавлять подаваемую вниз с вращением заготовку, поддерживать в кристаллизаторе жидкую ванну с заданным перемещением (или вращением) в ней металла и необходимой тепловой нагрузкой, тонко регулировать обогрев различных участков ванны. Это дает возможность управления условиями обмена примесями между ванной и атмосферой, условиями теплопередачи от плазменной струи к металлу, конфигурацией дна металлической ванны и макроструктурой слитка, величиной температурного градиента у фронта кристаллизации и толщиной двухфазной области.

Рассредоточенный обогрев, плоская и мелкая металлическая ванна способствуют при кристаллизации слитка оттеснению в жидкий металл твердых и жидких неметаллических включений и других примесей движущимся фронтом твердого металла. Структура слитка дендритная с углом наклона 5–10° к оси. Переплавленный металл вследствие этого получается чистым, плотным, однородным по качеству и плотности как в поперечном, так и в продольном сечении слитка. В слитках отсутствуют осевая рыхлость и усадочная раковина.

По загрязненности оксидами и хрупкими силикатами металл ПДП чище металла ВДП и находится примерно на одном уровне с металлом ЭЛП (табл. 6.3) [21].

Таблица 6.3

Загрязненность НВ стали ШХ15, средний балл

Вид включений	ДСП	ЭШП	ВДП	ЭШП+ВДП	ПДП
Оксиды	3,55	1,71	1,05	1,03	0,69
Сульфиды	5,00	1,74	1,90	1,24	0,96
Силикаты	5,35	1,92	2,19	2,31	0,67
Глобули	3,70	1,72	0,57	0,53	0,71
Точечные	2,10	1,92	2,20	2,46	0,54

В результате переплава в плазменно-дуговой печи с добавкой шлака (0,4–0,6 %) в стали ШХ-15 количество оксидов уменьшается в 3,0–3,6 раза, сульфидов — в 2,4–4,0 раза, силикатов — в 3,0–5,0 раза, а глобулей — в 3,1–6,0 раз. Оставшиеся включения 3–5 мкм представлены корундом, алюмосиликатами, сульфидами и включениями нитридов титана.

Долговечность подшипников из стали ПДП выше, чем из выплавленной дуплекс-процессом ЭШП+ВДП, и приближается к стали ЭЛП.

При переплаве жаропрочных сплавов они очищаются от азота (на 9–17 %), кислорода (10–40 %), а содержание НВ может быть понижено вдвое. Из-за возможности перегрева поверхности ванны из стали хорошо удаляются цветные примеси.

Нержавеющие стали для особо тонкостенных изделий, конструкционные и другие стали и сплавы значительно повышают пластичность и ударную вязкость. Резко повышается анизотропия свойств. Срок службы изделий из металла ПДП и их качество выше, чем изделий, изготовленных из металла вакуумной плавки или ЭШП.

Вопросы для самоконтроля

1. Как происходит нагрев и плавление электрода в плазменно-дуговой печи?
2. Что такое плазма? Отличие высокотемпературной плазмы от низкотемпературной.
3. Как рассчитать степень ионизации газа?
4. Как зависит степень ионизации водорода от температуры и давления?
5. Классификация плазматронов.
6. Какие достоинства и недостатки плазменной плавки?
7. Кратко опишите схему плазменной плавильной установки с глуходонным кристаллизатором.
8. Кратко опишите схему плазменной плавильной установки с вытягиванием слитка из кристаллизатора.
9. Перечислите стадии процесса переплава в ПДП.

7. Индукционный переплав

Индукционные печи — это разновидность электрических печей, работа которых основана на принципе работы трансформатора. В индукционных печах переменное электромагнитное поле наводится с помощью спиралеобразного, охлаждаемого водой или воздухом *индуктора* (первичная обмотка), по которому пропускают первичный переменный электрический ток [22].

В качестве вторичной обмотки используется непосредственно переплавляемый литейный сплав или стенка тигля. Именно в них наводится вторичный ток, который генерируется в тепловую энергию.

Важной особенностью индукционных печей является интенсивная циркуляция жидкого металла, вызываемая воздействием электромагнитных полей. Интенсивность перемешивания пропорциональна квадрату ампер — витков $(In)^2$ и обратно пропорциональна частоте питающего тока (f) . Перемешивание расплава ускоряет процессы плавления и выравнивания расплава по химическому составу и температуре. Это является положительной стороной индукционных печей.

Другой особенностью индукционных печей является то, что плотность вторичного (индуцируемого) тока достигает максимума на поверхности расплава, т. е. у стенок футеровки, и снижается по направлению к внутренним его слоям. Причем толщина поверхностного слоя металла, где в основном наблюдается вторичный электрический ток, зависит от частоты данного тока, а именно значение толщины поверхностного слоя любого проводника (Δ) , где в основном течет электрический ток, обратно пропорционально квадрату его частоты $(\Delta \rightarrow 1/f^2)$. Поэтому основная тепловая энергия генерируется именно в этом слое проводника [22].

Основными преимуществами индукционных печей являются:

- генерирование тепловой энергии непосредственно в нагреваемом материале, что значительно снижает потери энергии;

- достижение температуры расплава лимитируется только стойкостью огнеупорной футеровки печи;
- циркуляция расплава в печи, ускоряющая процессы плавки и стабилизации свойств;
- незначительный угар легирующих элементов;
- малые габариты печей;
- пониженное содержание газов в расплаве (незначителен процесс их поглощения).

Основными недостатками индукционных печей являются:

- низкая температура шлака и, соответственно, малая его активность, т.е. шлак не обладает эффективным рафинирующим свойством;
- значительное разъедание футеровки под действием шлака и, как следствие, низкая стойкость футеровки;
- затруднительность ремонта футеровки вследствие малой толщины стенок и вертикального их положения, в особенности это относится к тиглям малой емкости;
- ограниченная емкость ванны.

7.1. Конструкции индукционных печей

Индукционной печью называется часть индукционной установки, включающая индуктор, каркас, камеру для плавки, а также механизмы наклона.

В зависимости от способа наведения вторичного тока в переплавляемом сплаве и конструктивного исполнения различают две разновидности индукционных печей: тигельные и каналные.

Индукционные тигельные печи (ИТП) широко применяются в промышленности для плавки черных и цветных металлов как на воздухе, так и в вакууме и в защитных атмосферах. В настоящее время используются такие печи емкостью от десятков грамм до десятков тонн. Тигельные индукционные печи применяют главным образом для плавки высококачественных сталей и других специальных сплавов, требующих особой чистоты, однородности и точности химического состава, что недостижимо при плавке в пламенных и дуговых печах.

Отличие каналных печей от тигельных состоит в том, что преобразование электромагнитной энергии в тепловую происходит в кана-

ле тепловыделения, который должен быть постоянно заполнен электропроводящим телом. Для первичного пуска канальных ИП в канал заливают расплавленный металл или вставляют шаблон из материала, который будет плавиться в печи. При завершении плавки металл из печи сливают не полностью, оставляя так называемое «болото», которое обеспечивает заполнение канала тепловыделения для последующего пуска. Для облегчения замены подового камня индукционные единицы современных печей изготавливают отъемными. В канальных ИП выплавляют цветные металлы и их сплавы, чугун.

7.2. Устройство и принцип действия канальной индукционной печи

В индукционных канальных печах вторичный ток наводится в замкнутом витке жидкого металла. Виток жидкого металла оформляется специальным каналом, выполненным в нижней части рабочего пространства печи из огнеупорного материала. Огнеупорный канал выполнен таким образом, что образует виток вокруг водоохлаждаемого (воздухоохлаждаемого) индуктора. Внутри индуктора проходит ветвь замкнутого магнитопровода (стального сердечника). Совместное выполнение магнитопровода, индуктора и огнеупорного канала образует единое устройство, которое называется *индуктивной единицей* [22]. Мощность индуктивной единицы ограничена огнеупорностью футеровки. Поэтому в канальных печах большой емкости устанавливают несколько индуктивных единиц. Индукционные канальные печи выпускаются только промышленной частоты (50 Гц).

При работе печи в замкнутом витке жидкого металла (вторичной обмотке) возникает вторичный ток, который может достигать значений 10 и более кА. В данном витке металла происходит преобразование электрической энергии в тепловую. Плавление и перегрев сплава в рабочем пространстве печи происходит за счет постоянной циркуляции расплава в замкнутом канале.

Во избежании разрыва цепи вторичной обмотки (непредвиденный выход расплава из канала) в печи необходимо постоянно держать определенное количество расплава («болото»).

Замкнутые каналы в канальных печах могут выполняться вертикальными (см. рис. 7.1, *а*) и горизонтальными (рис. 7.1, *б*) [20].

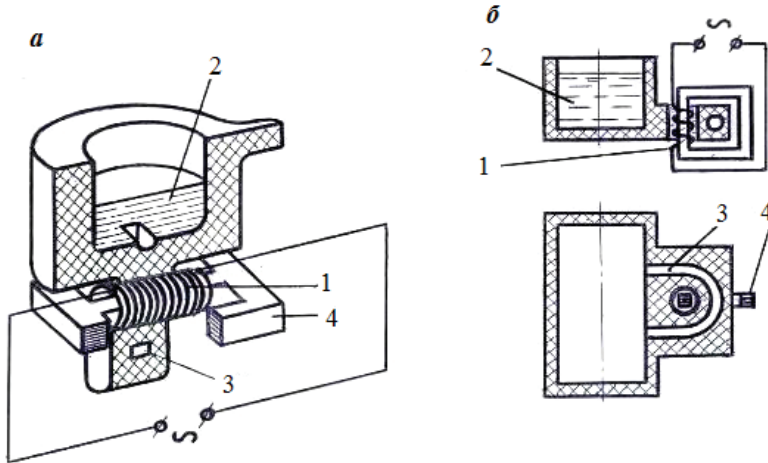


Рис. 7.1. Схемы индукционных канальных печей [20]:

а — с вертикальным каналом; *б* — с горизонтальным каналом; 1 — индуктор; 2 — сплав; 3 — замкнутый канал; 4 — магнитопровод

В свою очередь индукционные *канальные печи с вертикальным каналом* по форме рабочего пространства и конструктивному исполнению канала могут быть (см. рис. 7.2) [20]:

- барабанные с *U*-образным исполнением каналов;
- вертикальные (шахтные) с *U*-образным исполнением каналов;
- вертикальные (шахтные) с прямоугольным исполнением каналов.

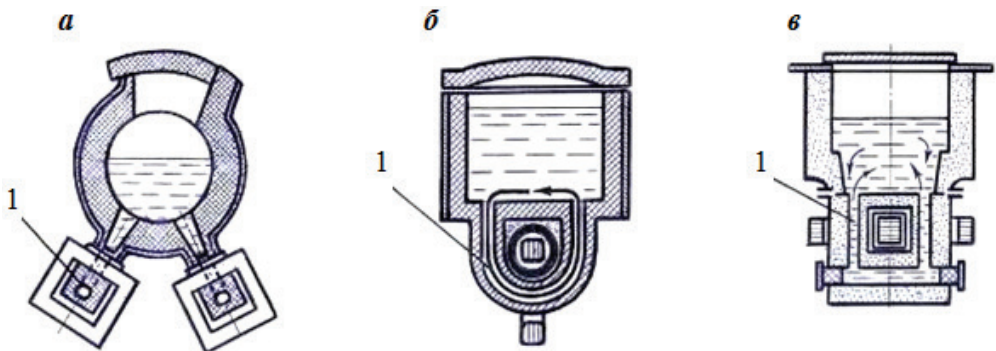


Рис. 7.2. Схемы индукционных канальных печей с вертикальным каналом [20]:

а — барабанные; *б* — вертикальные (шахтные) с *U*-образным каналом; *в* — вертикальные (шахтные) с прямоугольным исполнением канала; 1 — индукционная единица

Выполнение каналов в печи прямоугольной формы требуется при плавке быстроокисляемых сплавов, имеющих тугоплавкие оксиды (например, алюминиевых сплавов). При циркуляции расплава по каналу его оксиды засоряют канал. Для упрощения чистки канала его выполняют прямоугольной формы.

Как правило, индукционные каналные печи имеют высокий КПД — порядка 75–80 %. Они при выдержке расплава более совершенны, чем тигельные. Значение $\cos\varphi$ у каналных печей выше в 3 раза, по сравнению с тигельными.

В связи с этим для работы каналной печи требуется в 3–4 раза меньше применяемой емкости конденсаторных батарей. Средний удельный расход электроэнергии у каналных печей в режиме перегрева расплава составляет около 50 кВт·ч/т.

Индукционные каналные печи применяются для плавки медных (печи типа ИЛК) и алюминиевых сплавов (типа ИАК), а также для перегрева и миксирования чугуна (ИЧКМ).

Ниже приведены технические характеристики каналной индукционной плавильной печи «АЯКС» [22]:

- максимальная потребляемая мощность, кВт 300;
- подводимое в индуктор напряжение, В..... 500;
- частота тока, Гц 50;
- размеры канала:
 - наружный диаметр, мм..... 610;
 - внутренний диаметр, мм 540;
 - толщина, мм 240.

Индукционные каналные печи — это печи непрерывного действия, высокопроизводительные, экономичные, обеспечивающие высокую чистоту металлов и сплавов и минимальные безвозвратные потери. Коэффициент полезного действия и коэффициент мощности каналных печей выше, чем тигельных.

Индукционная каналная печь состоит из трех основных частей: шахты, подового камня с плавильным каналом и магнитопровода с индуктором.

Кожух шахты печи сделан из листовой стали, кожух подовой части — из немагнитных сплавов. В футеровке подовой части в защитном цилиндре находится сердечник печного трансформатора с первичной обмоткой (индуктором) и вертикальные каналы (1–3 шт.).

Ярмо трансформатора собирается из отдельных листов толщиной 0,35 мм специальной трансформаторной стали, содержащей 2–4 % кремния. Каждый лист покрывается специальным лаком.

Сердечник трансформатора, часть ярма, проходящего внутри первичной катушки, собирается из разных по ширине листов, для боковых сторон применяются листы одинаковой ширины 100 мм.

Разливка расплава из индукционных канальных печей производится непосредственно из печи через сливной носок, предусмотренный конструкцией.

Для получения высокопроцентного ферротитана применяют печи с магнезитовой футеровкой, а для плавления лигатур на основе алюминия — печи с кварцевой футеровкой.

7.3. Устройство тигельной печи

Современная индукционная тигельная печь (рис. 7.3) состоит из следующих основных конструктивных элементов: корпуса с ферромагнитным или электромагнитным экраном, индуктора с водяным охлаждением, изготовляемого из поллой медной трубки, огнеупорной футеровки, вспомогательных устройств (механизма наклона печи, механизма поворота свода, контактного устройства).

Основой индукционной печи, объединяющей отдельные ее элементы в единое целое, является *корпус*. Его металлические части, находящиеся во внешнем магнитном поле индуктора, по-

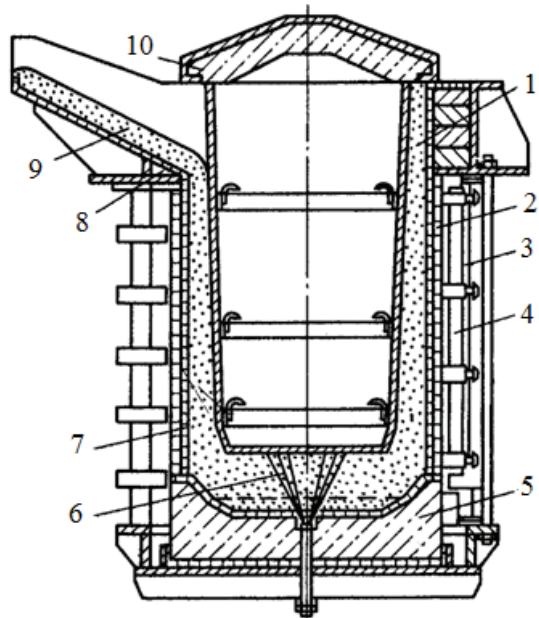


Рис. 7.3. Индукционная тигельная печь:

- 1 — огнеупорный тигель; 2 — индуктор;
- 3 — стальной корпус печи; 4 — магнитопровод;
- 5 — подина; 6 — сигнализатор износа тигля;
- 7 — огнеупорное покрытие (обмазка); 8 — воротник;
- 9 — сливной носок; 10 — свод печи

глощают часть его активной мощности и нагреваются. Для снижения электрических потерь корпус печи изготавливают из немагнитных материалов. В печах малой мощности (до 1 т) используют дерево или асбоцемент, соединяемые при помощи немагнитных крепежных изделий (латунные шпильки, накладки и т. д.). Корпуса печей большей емкости изготавливают полностью из немагнитной стали, меди, бронзы или алюминия в виде конструкций, не образующих замкнутых контуров.

Индуктор предназначен для создания переменного магнитного поля заданной напряженности, который индуцирует ток в нагреваемых материалах. В процессе плавки индуктор испытывает радиальные электродинамические усилия, вызванные вибрациями, расширением футеровки, усилиями, возникающими при наклоне печи для слива металла. Кроме того, при расплавлении металла через индуктор проходит существенный тепловой поток от расплавляемого материала. Для предотвращения перегрева индуктора и преждевременного выхода его из строя применяется водяное охлаждение. Это позволяет уменьшить электрические потери и обеспечить надежную электроизоляцию и безаварийность работы агрегата [22].

Индуктор изготавливают в виде однослойной цилиндрической катушки из медной полый трубки специального профиля (соленоида), витки которого укладываются или в виде спирали (спиральный индуктор) с постоянным углом наклона витков и заданным шагом навивки, или в виде катушки, все витки которой располагаются в горизонтальных плоскостях, а переходы между соседними витками осуществляют наклонным участком (индуктор с транспозицией витков).

Жесткость конструкции индуктора может быть обеспечена двумя способами:

1. При наличии электроизоляционного промежутка между витками, креплением каждого витка к независимым изоляционным стойкам с помощью приваренных к нему латунных шпилек.
2. Сжатием всех витков между двух плит из изоляционного материала с фиксацией вертикальными стойками. В этом случае витки между собой изолируют прокладками из пиканита, стеклоленты или обмазки.

Водяное охлаждение обеспечивает надежность отвода теплового потока от расплавленного металла через футеровку тигля при обеспечении следующих условий:

- а) температура воды не должна превышать температуры выпадения солей жесткости (35–45 °С) для предотвращения образования накипи внутри трубок и ухудшения теплоотвода от них;
- б) температура индуктора не должна быть ниже температуры окружающей среды. В противном случае будет происходить конденсация паров воды и запотевание индуктора, что может привести к пробое изоляции между витками;
- в) напор потребляемой воды не должен превышать 2 атм. с целью обеспечения возможности использования обычной водопроводной воды. Для этого система водяного охлаждения может быть секционирована при параллельном соединении секций охлаждения.

Огнеупорная футеровка тигельной индукционной печи состоит из тигля, образующего плавильное пространство и определяющего емкость печи; подины, служащей основанием, на которое устанавливаются тигель и индуктор; леточной керамики (носки), предназначенной для формирования струи жидкого металла при сливе его из тигля; воротника, соединяющего тигель и леточную керамику; крышки, футерованной шамотными огнеупорами.

Тигель должен обеспечивать удобство ведения металлургического процесса при минимуме тепловых потерь, максимальном электрическом КПД и достаточную механическую прочность.

Для обеспечения механической прочности тигля, заполненного металлом, толщину его стенки по высоте делают переменной, а внутреннюю поверхность выполняют в виде конуса с углом наклона образующей $\alpha = 2\text{--}4^\circ$. Сопряжение вертикальных стенок с днищем выполняется под углом $45\text{--}50^\circ$, либо с плавным переходом.

Стойкость тигля определяет длительность работы печи между ремонтами. Во время плавки тигель испытывает тепловое, коррозионное и эрозионное воздействие жидкого металла, химической коррозии шлака, статическое давление столба жидкого металла, механические усилия при загрузке шихты и ведении плавки. Поэтому к огнеупорным свойствам и качеству футеровки предъявляют особые требования. Материал тигля должен:

- обладать высокой огнеупорностью и термостойкостью, химической стойкостью по отношению к расплавленному металлу и шлаку при рабочих температурах;
- сохранять теплоизоляционные свойства и минимальную электропроводность во всем диапазоне рабочих температур;

- обладать механической прочностью в условиях воздействия высоких температур, большого металлостатического давления, значительных механических усилий при загрузке исходной шихты, обслуживании и чистке;
- иметь минимальную толщину стенок для обеспечения высокого электрического КПД;
- иметь минимальный коэффициент линейного (объемного) расширения для исключения возникновения трещин в его стенке при разогреве.

Кроме того, технология изготовления и уход за тиглем должны обеспечивать высокую стойкость и минимальное количество экзо- и эндотермических включений в металл, обеспечивая стабильность ведения металлургического процесса.

Для индукционных тигельных печей можно применять кислую, основную и нейтральную огнеупорную футеровку. В зависимости от марки выплавляемого металла, уровня температур и особенностей технологии выбирают соответствующий состав футеровочных материалов.

Футеровка индукционных печей может быть изготовлена одним из следующих методов:

1. Набивкой футеровочных материалов по стальному шаблону с формой внутренней поверхности печи непосредственно в ней. Шаблон устанавливается на подине строго по оси печи, а порошкообразные огнеупорные материалы засыпают в зазор между индуктором и шаблоном послойно с последовательным уплотнением пневматической или электрической трамбовкой.

2. Изготовлением футеровки внепечным методом в виде спрессованного изделия на специальных прессах в пресс-формах. Тигли, изготовленные таким методом, помещают в индуктор печи и засыпают с боковой стороны порошкообразными огнеупорными материалами для придания определенной жесткости конструкции и предотвращения возможности прорыва жидкого металла к индуктору при нарушении целостности тигля. Такой метод позволяет сократить объем ремонтных работ и сроки их выполнения при смене тигля.

3. Изготовление футеровки из фасонных изделий. В этом случае необходимо предусмотреть возможность изготовления буферного слоя из огнеупорной засыпки толщиной 25–30 мм между индуктором и тиглем, способным компенсировать тепловые расширения основной массы футеровки при ее разогреве.

4. Послойная наварка футеровки путем торкретирования или плазменного напыления контактных рабочих слоев на изготовленную любым методом футеровку. Такой метод позволяет получать химически чистую и компактную высокоогнеупорную поверхность футеровки со стороны металла.

Низкая стойкость футеровки является одним из недостатков индукционной печи. Стойкость кислых тиглей составляет 20–250 плавов, основных — 10–100 плавов.

Подина является основанием для размещения тигля и индуктора. С этой целью на нижнюю часть каркаса печи устанавливают рамку, закрепляя ее латунными шпильками, и на ней же располагают подовую плиту (подину), которую для небольших печей емкостью 50–100 кг изготавливают из шамотных блоков, укрепленных при помощи накладок и шпилек из немагнитных материалов [22].

Подину можно изготавливать из огнеупорного бетона, который заливают непосредственно на основание печи, покрытого асбоцементными листами или в опалубку. В качестве материала подины могут быть использованы текстолитовые или асбоцементные плиты, а также фасонные шамотные кирпичи.

Леточная керамика предназначена для формирования струи металла при наклоне печи. Основной ее частью является *носок*, по которому течет металл. Леточную керамику изготавливают из стандартных шамотных кирпичей, уложенных на огнеупорном растворе из молотого шамота и увлажненной глины на асбоцементную плиту, укрепленную на верхней раме каркаса. Носок изготавливают в основном в виде сплошного шамотного блока соответствующей формы, а для печей малой емкости выдалбливают в кирпиче. Часть футеровки, обрамляющая проем над тиглем, называется *воротником*. Его часто накрывают асбоцементной плитой. Щели между блоками и тиглем заполняют обмазкой.

Свод предназначен для снижения тепловых потерь с поверхности расплавленного металла. Для открытых печей свод выполняют откидывающимся из конструкционной стали, футерованной изнутри. Открывание крышки осуществляют либо вручную с помощью рычагов (печи малой емкости), либо с помощью специального привода (гидро- или электромеханического).

Для слива металла из тигля после окончания плавки печь наклоняют на угол 95–100 °. Для того чтобы уменьшить длину струи металла

и не перемещать разливочный ковш вслед за изменением положения носка тигля, ось наклона печи располагают вблизи носка или непосредственно под ним. Схема наклона печи представлена на рис. 7.4.

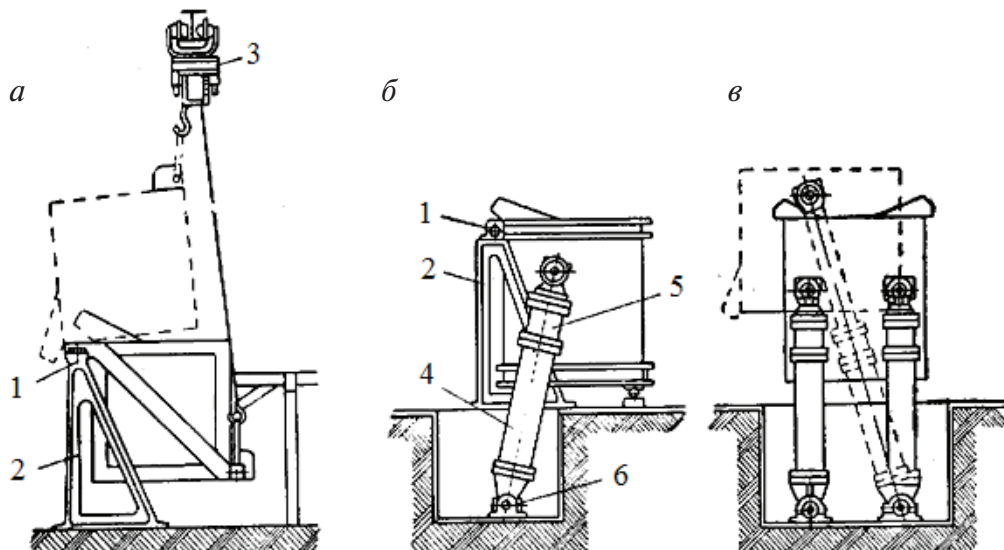


Рис. 7.4. Схемы механизмов наклона индукционных тигельных печей [23]:
а — подъемный механизм; *б* — гидропривода; *в* — две пары цилиндров; 1 — ось наклона печи; 2 — опорная стойка; 3 — тельфер; 4 — цилиндр; 5 — плунжер; 6 — опора цилиндра;
 «---» — положение печи при наклоне

Наклон печи производят одним из способов:

- с помощью ручного привода или рычагов (только для лабораторных установок);
- тельфера или другого подъемного механизма, установленного в цехе (рис. 7.4, *а*) [23]. При этом крюк подъемного устройства закрепляют за специальную скобу, предусмотренную на каркасе печи;
- электромеханического привода, состоящего обычно из электродвигателя, редуктора и цепной передачи, установленных на опорной раме печи;
- гидропривода, включающего маслonaпорную установку для создания давления жидкости в системе, плунжеры и гидроцилиндры, шарнирно связанные с корпусом печи (рис. 7.4, *б*). Для наклона печи на две стороны гидравлический механизм снабжается двумя парами цилиндров (рис. 7.4, *в*).

Последний вид *механизма наклона* получил наибольшее распространение благодаря простоте конструкции и обеспечению плавности хода. Маслонапорную установку располагают обычно рядом с печью, вне рабочей площадки. Пульт управления размещают на рабочей площадке в месте удобном для наблюдения за процессом слива металла. Основным недостатком этого типа механизма следует считать необходимость иметь под печью значительное пространство для установки гидроцилиндров.

Для удобства снятия и закрытия герметичной крышки используют *механизм поворота свода*, который представляет собой простые рычажные или кулачковые приспособления, позволяющие легко приподнять крышку на 1–2 см, после чего отводить ее в сторону.

Для поворота свода печей большой емкости используют гидравлические цилиндры. Для уменьшения излучения из тигля над ним устанавливают футерованную крышку.

Контактное устройство соединяет индуктор с токоподводом и предусматривает возможность наклона печи во время разливки металла. Возможны два типа их конструкции: разъемное соединение и гибкое неразъемное соединение.

При использовании разъемного соединения подвижные контакты, установленные на корпусе печи, соприкасаются с неподвижными при нормальном вертикальном положении агрегата и выходят из соприкосновения при его наклоне. При наклоне подвижные контакты отходят в направлении, указанном стрелкой.

Для недопущения перегрева контактов их охлаждают водой. Соединение индуктора с токоподводом при помощи гибкого кабеля значительно снижает энергетические потери, устраняет трудности подгонки подвижных и неподвижных контактов, не требует заботы об их чистоте. В то же время этой форме соединения присущ ряд дефектов:

- а) возникновение добавочных электрических потерь (до 10–20 % активной мощности печи) за счет увеличения длины проводников;
- б) увеличение затрат меди;
- в) увеличение индуктивного сопротивления токопровода, что вызывает возрастание падения напряжения в токоподводящей сети.

7.4. Технология выплавки стали и сплавов в индукционной печи

7.4.1. Выбор футеровки

Для многих сталей кислая футеровка индукционной печи является вполне подходящей. Некоторые стали необходимо плавить в основных печах. К ним относятся стали и сплавы с высоким содержанием марганца, никеля, титана и алюминия. При выплавке высокомарганцовистых сталей кислая футеровка быстро разрушается, так как закись марганца реагирует с кремнеземом футеровки, образуя легкоплавкий силикат марганца. Алюминий и титан восстанавливают кремний из футеровки, и сталь из кислой печи с высоким содержанием алюминия или титана оказывается некондиционной по кремнию. Труднее объяснить низкое качество сталей и сплавов с высоким содержанием никеля или никеля и хрома — нержавеющей хромоникелевых сталей, сплавов типа нихромов (60—80 % Ni и 14—20 % Cr) [24].

Высказывается предположение, что стали, выплавленные в кислой печи, загрязнены мелкодисперсными включениями кремнезема и монооксида кремния. Эти выделения не всегда различимы под микроскопом. Мелкодисперсная кремнистая муть ухудшает не только ударную вязкость, особенно «поперечную», но располагаясь между первичными кристаллами, в значительной степени и ковкость стали. Обработка металла высокоосновным шлаком снижает количество кремнистых включений.

Уход за тиглем в процессе эксплуатации. После выпуска плавки тигель очищают от оставшегося металла и шлака. По возвращении печи в нормальное положение рекомендуется сделать контрольные промеры тигля — нутромером измеряют диаметр в трех местах по высоте, линейкой — толщину подины. Когда стенка становится тонкой в каком-либо месте, это обнаруживается по быстрому потемнению футеровки в этом месте после выпуска плавки. Для подварки дна кислого тигля на поврежденное место насыпают смесь из кварцита и борной кислоты, слегка утрамбовывают ее, накрывают листом котельного железа и загружают шихту. Для подварки стен, когда толщина их уменьшится на $1/3$, вставляют шаблон из двухмиллиметрового железа (без дна) и заполняют его шихтой. В образовавшееся между стенками ти-

гля и шаблоном пространство засыпают кварцевую массу и уплотняют ее стальным прутком диаметром 8–10 мм. Продолжительность плавления после подварки увеличивают на 1–4,5 часа для спекания засыпанного слоя.

При образовании небольших трещин на внутренней поверхности магнезитового тигля или ямок поврежденное место замазывают массой из мелкого магнезитового и магнезитохромитового порошка (1:1) с 10 % глины, увлажненной жидким стеклом. Стойкость магнезитового тигля повышается, если свести до минимума перерывы между плавками.

7.4.2. Загрузка шихты

Загрузка шихты в этих печах при большой их емкости легко механизуется и производится обычно в несколько минут.

При составлении шихты необходимо учитывать, что при плавке сталей в индукционных печах с кислой футеровкой весьма трудно освободить металл от серы и фосфора, поэтому содержание серы и фосфора в шихтовых материалах следует допускать как можно меньше (не выше 0,05 %). В особенности это относится к чугунам, который иногда используют для повышения содержания углерода в шихте. Такой чугун должен содержать минимальный процент фосфора. Хотя из жидкой ванны сравнительно легко можно удалить избыток углерода, марганца и кремния, тем не менее содержание углерода в шихте не рекомендуется иметь более 0,1 % против того количества, которое допускается в готовой стали. При большем избытке углерода в шихту добавляется железная руда (до 0,5 % к весу шихты) или соответствующее количество окисленного скрапа. При плавке сталей в печах с кислой футеровкой необходимо учитывать, что шлак образуется частично за счет приставшего к скрапу песка, а также кремнезема футеровки печи. Плавка в печах с основной футеровкой имеет то преимущество, что она позволяет применять любой скрап, так как при этом процесс выгорания углерода, марганца и кремния идет довольно быстро.

В целях снижения расхода электроэнергии на 1 т металла ускорения процесса плавки шихту необходимо составлять с учетом рационального подбора размеров кусков шихты и плотной укладки в печи с учетом частоты тока, подаваемого в печь, так, например, при часто-

те тока 500—1000 Гц шихта не должна быть чрезмерно мелкой и окисленной, так как в этом случае может быть плохой электрический контакт вследствие недостаточной удельной мощности, генерируемой в кусках шихты с малым поперечным сечением. Чем меньше частота тока, тем крупнее должна быть шихта.

Так, при частоте тока до 500 Гц диаметр кусков шихты должен быть 20 мм и выше, при 1000 Гц этот размер может быть уменьшен до 10 мм, при 10000 Гц — до 5 мм и при большей частоте — меньше 5 мм.

На величину мощности, передаваемой в садку, оказывают влияние не только размеры и форма кусков, но и их расположение и укладка в тигле. Особенно большое значение эти факторы приобретают при плавке в больших печах (емкостью 1000 кг и выше), работающих, как правило, на относительно небольшой частоте (500—3000 Гц). В малых печах, работающих на высоких частотах, подбор шихты в основном производится лишь с точки зрения удобства ее загрузки, а также получения наибольшей плотности.

Опыт показывает, что максимальный магнитный поток концентрируется по высоте $2/3$ тигля. Поэтому в этой зоне рекомендуют укладывать шихту с максимальной плотностью. В верхней же части шихту не следует укладывать очень плотно, чтобы обеспечить по мере оплавления свободное ее опускание вниз.

В соответствии с указанными выше требованиями, а также с заданным химическим составом выплавленной стали, подготавливается шихта, которую необходимо загружать в печь с максимальной быстротой.

При этом рекомендуется соблюдать следующий порядок загрузки:

- 1) на дно тигля укладывают часть мелкой шихты в виде стружки и скрапа, немного шлака и по 1 % ферромарганца и ферросилиция (чтобы не допустить переокисления и вскипания металла), а также такие тугоплавкие металлы, которые не склонны к сильному угару;
- 2) крупную часть шихты рекомендуется укладывать у стенок тигля перпендикулярно направлению магнитных силовых линий, что создает более благоприятные условия для быстрого расплавления шихты;
- 3) остальную часть шихты загружают так, чтобы добиться максимальной плотности ее укладки в тигле, поэтому мелкая часть шихты располагается между крупными кусками и в средней части тигля; в печах большой емкости (несколько тонн) рекомендуется загрузку шихты осуществлять при помощи бады, чтобы время загрузки довести до 1—2 мин.

Мелкой шихты желательно иметь не более 15 %, т. к. чем крупнее куски шихты и чем плотнее их укладка, тем быстрее идет плавка. В небольших печах, которые работают на высокой частоте тока, значение размеров кусков шихты, как было указано, уменьшается. Загружать тигель выше уровня индуктора не рекомендуется, так как это замедляет плавку.

Следует особо отметить, что чем плотнее укладывать шихту, тем быстрее идет плавка и тем меньше расход электроэнергии. После окончания загрузки шихты тигель следует закрыть керамической крышкой и включить ток [24].

7.4.3. Расплавление шихты

В течение первых минут пуска печи (до прекращения толчков) генератор необходимо держать не на полной мощности. После прекращения толчков генератор переводят на полную мощность. Так как оплавление шихты происходит в первую очередь в средней по высоте, а затем в нижней части печи, то в верхней ее части сравнительно легко может образоваться зависание частично сваренной шихты (образование «моста»). Это явление крайне нежелательно. Во-первых, оно способствует удлинению времени плавки, во-вторых, вызывает сильный перегрев расплавленного металла и сильное разъедание футеровки. Для того чтобы не допустить этого, необходимо тщательно следить за ходом плавки шихты и применять своевременные меры к опусканию верхних слоев шихты посредством ломика, имеющего ручку с резиновой изоляцией (толстостенный резиновый шланг).

По мере плавления и оседания шихты загружается оставшая часть шихты, при этом не следует опускать в расплавленный сплав холодную шихту, так как в этом случае может произойти вскипание сплава, который зальет промежутки между кусками вверху тигля и тем самым создаст мост. При оплавлении шихты в печь дается первая порция шлакообразующих веществ, например, при кислом тигле подается смесь: 70 % формовочной земли, 25 % молотой извести и 5 % молотого плавикового шпата или бой оконного стекла и т. д.

При основном тигле в качестве шлакообразующих веществ применяется известь, плавиковый шпат и шамот. Такой шлак имеет следующий состав: 24–26 % SiO_2 ; 34–36 % Al_2O_3 и 38–42 % CaO с добавкой ферросилиция и алюминия.

7.4.4. Ошлакование расплава

В целях уменьшения степени окисления и достижения большей точности химического состава выплавляемой стали рекомендуется на дно тигля засыпать небольшое количество шлака, который расплавляется от тепла, передаваемого металлом, и всплывает на поверхность жидкого металла. Это мероприятие является особенно важным при плавке в больших печах, где процесс расплавления шихты занимает сравнительно большое время [24].

Для того чтобы улучшить взаимодействие между металлом и шлаком необходимо следующее:

1. Повысить уровень жидкого металла в тигле за пределы индуктора. Это обеспечит уменьшение мениска зеркала ванны и тем самым уменьшит возможность сползания шлака к стенкам тигля.
2. Не допускать сильного захлаживания шлака. Для этого следует тигель по возможности все время закрывать керамической крышкой.
3. Специально подогревать шлак, применяя для этого крышку из графита, которая в этом случае будет нагреваться от индуктированного в ней тока и излучать тепло на поверхность ванны, покрытую шлаком, или непосредственно подогревать шлак по принципу электросопротивления, для чего на расстоянии друг от друга 30 мм опускают в шлак на 50 % их толщины два графитовых электрода диаметром 30 мм и через них пропускают ток 100–150 А, при напряжении 50 В. Дуга при этом не должна возникать.

Шлак наводится в течение всего периода плавки в соответствии с технологией, установленной для данного сплава. Шлак не должен быть очень густым. В случае загустения его следует снять до того, как расплавится вся шихта, и вместо снятого шлака сейчас же дать свежую порцию шлакообразующих веществ. Поверхность шлака рекомендуется покрывать тонким слоем древесного угля, так как это способствует понижению концентрации кислорода над ванной, а следовательно, и уменьшению окисляемости металла.

Следует заметить, что наведение шлака рекомендуется проводить только в больших печах или при плавке специальных легкоокисляемых сплавов. В малых печах процесс плавки сталей идет весьма быстро и поэтому окисляемость незначительная. В этом случае шихту состав-

ляют с таким расчетом, чтобы не производить специальных операций по удалению примесей.

После расплавления всей шихты мощность печи снижают примерно на 80 % и берут пробу на полный анализ. Затем снимают старый и заводят новый шлак необходимого состава.

Для получения определенной марки стали применяют соответствующие ферросплавы, которые вводят через обнаженную от шлака поверхность ванны. После присадки каждой порции добавок металл нужно перемешивать, что обычно делают при помощи лома.

Присадка ферросплавов в зависимости от степени их угара и других особенностей должна производиться в разное время. Так, например, ферромарганец и ферромолибден обычно присаживают за 10 мин до выпуска металла, поскольку марганец и молибден подвергаются значительному угару (до 30 % за весь цикл плавки). Ферровольфрам и феррохром загружают в начале, так как вольфрам и хром угорают в небольших количествах.

Ферросилиций, так же как и ферромарганец, обычно присаживают за 10 мин. до выпуска; ферротитан присаживают за 2–3 мин до выпуска металла. Алюминий присаживают непосредственно в ковш, так как степень его угара чрезвычайно велика. После введения добавок необходимо удалить шлак, перемешать ванну и взять вторую пробу на экспресс-анализ. Не дожидаясь окончательных результатов химического анализа о готовности металла к разливке, судят по поведению пробы в стаканчике.

Жидкий металл перемешивают железным прутком или специальной керамической палочкой. Перемешивание в больших печах обычно осуществляют металлическим прутком, хорошо ошлакованном в тугоплавком шлаке. В печах с малым диаметром тигля жидкую ванну перемешивают обычно посредством керамической палочки, например кварцевой трубкой, середина которой заполнена кварцевым песком с 2 % буры. В процессе перемешивания жидкой ванны рекомендуется вводить быстро окисляющиеся или легко испаряющиеся легирующие компоненты. Это позволяет значительно уменьшить процент угара этой части шихты [24].

Печь перед разливкой выключают и выдерживают металл перед выпуском 8–10 мин. Металл из печи выливают в прогретый ковш. Поверхность его в ковше покрывают шлаковой смесью, состоящей из 8–12 частей кварцевого песка и 4–5 частей дробленой извести, после чего ковш подается для разливки металла.

7.4.5. Процесс окисления

Задача окислительного процесса состоит в окислении углерода и фосфора, также попутно — кремния и марганца.

В печах с кислой футеровкой тигля удалить примеси путем окисления трудно, поэтому для плавки стали в этих печах необходима шихта с минимальным количеством вредных примесей.

В основном тигле необходимо окисление. В индукционной печи процесс окисления протекает с большой скоростью, которая обеспечивается как интенсивным перемешиванием металла в печи, так и возможностью точно регулировать температуру металла. Процесс окисления металла начинается с момента подогрева шихты; процесс окисления примесей (углерода, кремния, фосфора и др.) получает максимальное свое развитие при плавке шихты, в особенности, если шихта содержит большой процент скрапа углеродистых сталей. Окисление примесей происходит в этом случае за счет восстановления железа из оксидов (ржавчины и добавляемой руды).

Окисленный скрап обычно содержит влагу, как в виде адсорбированного слоя, так и в состоянии гидроксидов $\text{FeO} \cdot 4\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{ZH}_2\text{O}$.

Освобождающийся водяной пар взаимодействует с железом ($\text{H}_2\text{O} + \text{Fe} = \text{FeO} + \text{H}_2$), образуя при этом оксид железа и водорода, которые растворяются в металлической ванне. Оксид железа в свою очередь взаимодействует с углеродом, кремнием, марганцем, фосфором и другими примесями, образуя оксид углерода, кремнекислоту, оксид марганца, фосфористый ангидрид, которые в жидком металле не растворимы. Процесс окисления также может быть проведен при помощи подачи кислорода или обдувкой воздухом поверхности ванны. Полученные продукты окисления как имеющие сравнительно малые удельные веса поднимаются на поверхность ванны.

В печи с кислой футеровкой даже при наличии достаточного количества оксида железа невозможно освободиться от кремния и серы. Для защиты металла от окисления и абсорбции неметаллических частиц применяют в этом случае кислый шлак, который состоит из кварцевого песка (боа динасового кирпича или молотого стекла) и шамота (или извести).

Кремний в печи с основной футеровкой довольно легко выгорает. Для того чтобы достичь высокого процента выгорания углерода, нужно, как указано выше, иметь достаточное количество оксидов железа

и хорошо прогретую жидкую ванну. Для успешного удаления из металла фосфора, кроме наличия в жидкой ванне оксида железа, нужно иметь в шлаке достаточное количество оксида кальция. Поскольку оксид кальция в шлаке взаимодействует с кислой футеровкой, очищение металла в печах с кислой футеровкой от кремния, серы и фосфора весьма затруднительно.

Наличие оксида кальция в шлаке необходимо для удаления фосфора и серы. При более высокой концентрации оксида кальция в шлаке и более низкой концентрации оксида железа в нем процесс десульфурации будет происходить успешнее. Для увеличения жидкотекучести шлака следует добавить необходимое количество плавикового шпата. Максимальный эффект десульфурации при этом получается не при окислительном, а при восстановительном процессе, о чем более подробно будет изложено ниже.

Удалить вредные примеси из жидкой ванны в индукционной печи с основной футеровкой можно было бы в течение нескольких минут, но практически это трудно осуществить, так как большое количество окисленного железа будет вызывать слишком энергичное кипение ванны и выплескивание из печи металла и шлака. Исходя из этого, железную руду рекомендуется присаживать небольшими порциями, каждый раз после успокоения ванны. Кроме железной руды, которой обычно расходуется 3–5 % от веса металлической шихты, присаживается также около 2 % извести и 0,2 % плавикового шпата, необходимого для повышения жидкотекучести шлака. Чем ниже вязкость шлака, тем энергичнее идет процесс удаления фосфора и серы. Такой шлак весьма успешно воздействует на жидкую металлическую ванну и за 15 мин снижает в ней содержание углерода на 70–80 %, фосфора на 50–60 % и серы на 30–40 %. Наряду с этим, выгорают также кремний на 40–50 % и немного марганца.

Процесс выгорания примесей может быть еще выше, если поверхность шлака защитить от охлаждения, закрыв тигель крышкой, изготовленной из теплоизоляционных кирпичей, или прогревая шлак. Как было указано выше, процесс удаления примесей начинается с начала плавления шихты. Для ускорения процесса окисления загружать шихту рекомендуется одновременно со шлаковой смесью в следующем порядке: сначала загружают на дно тигля тонкий слой скрапа, затем шлаковую смесь (стенки тигля при этом должны быть изолированы от шлаковой смеси тонким слоем скрапа), после этого укладывают

металлическую шихту и на поверхность последней — известь и плавиковый шпат. Такой процесс загрузки и плавки позволяет за 15–20 мин удалить до 80 % С, до 95 % Р и до 70 % S.

Из-за наличия в ванне электродинамических сил, вызывающих движение металла, поверхность жидкого металла делается выпуклой. Эта выпуклость сдвигает шлак к стенкам футеровки печи, что вызывает разъедание (или зарастание) футеровки.

В заключение следует указать, что более быстрого и совершенного окисления можно достигнуть в индукционной тигельной печи с основной футеровкой, вдувая на поверхность ванны воздух. В этом случае удастся почти полностью удалить из ванны кремний и марганец, а процентное содержание углерода и фосфора довести до 0,02. Одновременно с этим будет происходить и сильное выгорание серы. Метод вдувания воздуха более эффективен в отношении скорости и степени выгорания примесей, чем окисление рудой. Разъедание стенок тигля при этом также уменьшается. Для уменьшения разъедания стенок тигля при основной футеровке рекомендуется добавлять в шлак магнезит в пределах 15–20 % от веса шлака. Шлак при этом не теряет своей жидкотекучести. Естественно, чем больше площадь соприкосновения металла с шлаком, чем выше температура шлака и чем меньше глубина ванны, тем выше скорость очищения металла от примесей, а также механические свойства выплавляемого металла.

Введения специальных легкоокисляющихся легирующих добавок как во время процесса окисления, так и вскоре после него нельзя допускать, поскольку это вызовет большой процент их угара. Такие добавки рекомендуется присаживать лишь после процесса раскисления и рафинирования.

7.4.6. Процессы раскисления и рафинирования

Как раньше уже отмечалось, особенностью индукционных печей без сердечника является электродинамическое перемешивание в ванне металла. Такое перемешивание ускоряет процессы раскисления и очищения сталей от неметаллических включений. При этом следует обратить внимание на процентное содержание окислов железа, которые после скачивания окисленного шлака всегда присутствуют в жидкой металлической ванне [24].

Наличие оксидов железа в металле оказывает очень вредное влияние на качество отливок. Это объясняется тем, что оксиды железа могут взаимодействовать с оставшимся в стали углеродом, образуя оксид углерода, который, оставаясь в стали в виде пузырьков газа, дает пористое литье. В процессе кристаллизации оксид железа выходит из раствора, оставаясь в нем в виде неметаллических включений, которые сильно снижают механические свойства литья. Следовательно, основной задачей раскисления является получение стали с минимальным содержанием кислорода. Наряду с этим процессы раскисления и рафинирования также способствуют освобождению стали от газов (водорода).

Существуют следующие методы раскисления ванны:

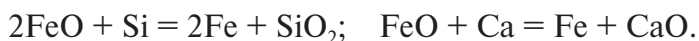
- 1) раскисление жидкой ванны посредством добавления твердых раскислителей (марганца, кремния, алюминия, титана, ванадия, магния, циркония и др.);
- 2) раскисление ванны углеродом, добавляемым к шлаку (диффузионный метод раскисления);
- 3) фильтрация жидкого металла путем пропускания его через слой шлака.

Первый метод нашел наибольшее применение при плавке стали в индукционных печах без сердечника. При этом большинство раскислителей вводится в жидкую ванну в виде сложных сплавов и лигатур, а алюминий и магний в чистом виде. Ферросилиций, силикокальций и карбид кальция иногда вводятся для раскисления металла в виде порошка непосредственно в шлак. В таком случае реакции протекают на поверхности ванны. Это способствует абсорбции шлаком продуктов окисления и очищению сталей от мельчайших включений.

Существенное влияние на удаление примесей оказывает размер и вес их частиц. Перемешивание ванны в индукционной печи способствует соприкосновению мельчайших частиц, их укрупнению, подъему к шлаковой поверхности и абсорбированию. Шлак при этом должен иметь более высокое поверхностное натяжение, чем включения. В индукционной печи зеркало ванны, а также контактная поверхность металла со шлаком небольшие. Однако перемешивание расширяет сферу абсорбции, так как каждая перемещающаяся порция металла, быстро оборачиваясь, подходит к шлаку и увеличивает, таким образом, в несколько раз поверхность соприкосновения со шлаком. Это

обеспечивает также более полное раскисление при меньшем количестве раскислителей. В то же время вследствие сокращенной поверхности шлака уменьшается окисление железа в шлаке.

Ниже приводятся (схематично) основные реакции раскисления железа при введении в ванну: силикокальция, ферросиликоциркония, ферросилиция, алюминия, карбида кальция и др.:



Окислы (SiO_2 , Al_2O_3 и др.), образуемые в процессе окисления, в металле не растворяются, за исключением оксида марганца MnO , который в отличие от других окислов обладает значительной растворимостью. Поэтому для удаления оксида марганца из металла в шлак последний необходимо обновлять. Следует заметить при этом, что обновление шлака способствует также и очищению ванны от других примесей, что в свою очередь способствует получению качественного металла.

Второй метод раскисления заключается в добавлении углерода в шлак. Этот способ нашел практическое применение в основных печах. Получаемый в процессе окисления оксид углерода газообразный. Образуясь на поверхности ванны, он легко может удаляться. В этом положительная сторона метода. Недостаток его заключается в необходимости длительное время выдерживать ванну под восстановительным шлаком. Это связано со значительным увеличением расхода энергии.

Третий метод раскисления заключается в обработке металла жидким шлаком. При этом способе жидкие, свободные от FeO шлаки, находясь в металле в состоянии эмульсии, поглощают оксиды и освобождают ванну от кислородсодержащих веществ, а также в значительной мере и от газов. Практически раскисление по этому методу проводится следующим образом: расплавленный шлак помещают на дно глубокого ковша, после чего с большой высоты ковш заполняют металлом. При этом металл, попадая в жидкий шлак, проходит через него, и за счет эмульсирования шлака значительно увеличивается площадь соприкосновения металла с жидким шлаком. Обладая значительной жидкоподвижностью, частицы шлака будут отделяться от металла и всплывать на его поверхность, увеличивая этим соприкосновение части шлака с металлом. Благодаря активному смешиванию и значительному увеличению за счет этого поверхности соприкосновения шлака с метал-

лом реакция раскисления во всей массе жидкого металла будет происходить с исключительно большой скоростью.

Этот способ заслуживает большего внимания, чем ему уделялось до сих пор. Технический успех его бесспорен, и он должен получить в ближайшие годы значительное распространение.

Ниже приводятся данные, характеризующие зависимость времени плавки стали и расхода электроэнергии от емкости печи и мощности генератора (табл. 7.1) [24].

Таблица 7.1

Зависимость времени расплавления стали и расхода электроэнергии от емкости печи и мощности генератора

Емкость печи, кг	Мощность генератора, кВт	Время расплавления, мин	Расход электроэнергии, кВт·ч/кг
10	30–60	20–15	1,5–2,0
50	60–100	40–30	0,5–1,0
250	150–250	70–50	0,7–0,8
500	250–500	70–50	0,6–0,8
1000	500–600	80–60	0,6–0,7

Данные табл. 7.1 показывают, что чем больше мощность генератора и тем самым выше емкость печи, тем больше производительность печи и меньше расход электроэнергии на единицу выплавленного металла.

7.4.7. Разливка стали

Завершающей и весьма ответственной операцией процесса приготовления стали является разливка.

Разливка стали из печей малой емкости в формы обычно производится непосредственно, без применения разливочных ковшей. На больших печах всегда разливают сталь через разливочные ковши, прогретые до температуры выше 850 °С. При этом следует особо отметить, что качество стального слитка и фасонной отсекки зависит от многих факторов. Важнейшие из них следующие:

- 1) температура металла перед разливкой;
- 2) скорость литья;
- 3) состояние разливочных ковшей;
- 4) методика разливки в формы/изложницы.

Высокая температура литья значительно влияет на качество слитка, так как способствует неоднородности химического состава литья (ликвации), образованию крупнокристаллической столбчатой структуры слитка, усадочных раковин, осевой рыхлости слитка, трещин, пористости и т. п.

Низкая температура разливки также отрицательно сказывается на качестве литья и вызывает загрязненность слитка неметаллическими включениями, появление неслитин, заворотов и т. п. Скорость разливки стали зависит от химического состава и массы металла, а также от способа и сложности литья.

Качество отливки зависит от состояния футеровки ковша, температуры его прогрева и состояния стопора. Однако решающее значение для качества отливки имеет способ разливки металла. Для разливки слитков применяют два метода: разливка сверху и разливка снизу (сифонный метод). Последний метод на отечественных заводах при разливке качественных сталей преобладает (более 80 %) [24].

7.4.8. Техничко-экономические показатели работы тигельной печи

Индукционная тигельная печь является экономичной плавильной установкой периодического действия. Расход огнеупорных материалов на тонну выплавленной стали в этих печах является минимальным. Печь с производительностью 1 т/ч имеет футеровку толщиной не более 100 мм, общий вес огнеупорных материалов составляет около 160 кг. Футеровка дуговой печи той же производительности весит около 7 т. В связи с этим удельный расход энергии на холодной индукционной печи незначительно отличается от расхода энергии на плавку в разогретой печи (табл. 7.2) [25].

Таблица 7.2

Удельный расход энергии

Номер плавки	Продолжительность плавки, мин	Расход электроэнергии, кВт·ч/т
1	85	690
2	75	610
3	65	580

Для улучшения технико-экономических показателей необходимо следующее [25]:

- 1) установить достаточно мощный генератор;
- 2) конденсаторы располагать близко к печи, так как в цепи конденсаторов — печь протекает ток большой силы;
- 3) увеличить стойкость тигля и уменьшить прослой на ремонтах;
- 4) ставить на один генератор два индуктора;
- 5) подбирать шихту по габаритности и соблюдать правила укладки;
- 6) вести плавку с закрытым сводом;
- 7) покрывать металл шлаком как можно раньше;
- 8) не допускать образования «мостов» во время плавления;
- 9) вести плавку с минимальным количеством проб путем подбора, точного взвешивания и расчета шихты;
- 10) контролировать температуру охлаждающей воды, избегая ненужного расхода;
- 11) ускорять загрузку печи.

Весьма важным показателем работы печи является расход энергии. Мощность, подводимая в индукционную печь средней частоты, при выплавке углеродистой стали распределяется следующим образом, %, на:

- потери:
 - а) в преобразователе 12–18;
 - б) конденсаторах и токоподводе 5–6;
 - в) индукторе 11–16;
 - г) излучением 8–10;
- нагрев металла и шлака 52–62.

При общем коэффициенте полезного действия установки, равном 0,57, расход энергии составит около 630 кВт·ч на тонну выплавленного металла. Этот расход лишь на 10–30 кВт·ч выше расхода энергии в 3-тонной дуговой печи с кислой футеровкой. Следует учесть более низкий угар легирующих элементов в индукционной печи, отсутствие расхода на электроды, меньшие затраты на рабочую силу.

Вопросы для самоконтроля

1. Как происходит нагрев и плавление сталей и сплавов в индукционных печах?

2. Перечислите достоинства и недостатки индукционных печей.
3. Кратко опишите устройство и принцип действия канальной индукционной печи.
4. Кратко опишите устройство и принцип действия тигельной индукционной печи.
5. Назовите основные периоды технологии выплавки сталей и сплавов в индукционной тигельной печи.
6. Как правильно выбрать футеровку индукционной тигельной печи?
7. Какие требования предъявляют к подготовке шихтовых материалов для выплавки стали и сплавов в индукционной тигельной печи?
8. Как проводится загрузка шихтовых материалов в индукционную тигельную печь?
9. Особенности периода плавления шихтовых материалов в индукционной тигельной печи.
10. Для чего наводят шлак в тигельной индукционной печи?
11. Перечислите задачи периода окисления в тигельной индукционной печи. В каких печах его проводят?
12. Перечислите методы раскисления стали в индукционной тигельной печи. Их достоинства и недостатки.
13. Как зависит время расплавления стали в индукционной тигельной печи от расхода электроэнергии, емкости печи и мощности трансформатора?
14. Как проводится разливка металла?

8. Сравнение переплавных процессов

Сопоставление технико-экономических показателей различных процессов в общем случае осложнено различными техническими возможностями видов переплава и различными марками сталей и сплавов, подвергаемых переплаву. Основные параметры переплавных процессов приведены в табл. 8.1 [21].

Таблица 8.1

Параметры печей и технико-экономические показатели переплавных процессов

Показатели	ВДП ДСВ–3,2	ЭШП ОКВ–905	ЭЛП У–254	ПДП У–400
Масса слитка, т	1,0	1,0	1,0	1,0
Диаметр кристаллизатора, мм	320	400	380	320
Рабочее давление, мм рт. ст.	$10^{-1}–10^{-2}$	760	$10^{-4}–10^{-5}$	$10^{-1}–10^{+2}$
Род питающего тока	Постоян- ный	Перемен- ный	Посто- янный	Посто- янный
Напряжение, В	25–65	40–93	$(2–35) \cdot 10^3$	40–100
Сила тока, кА	6–11	7–14	5×10^{-3}	1–3
Скорость плавления, кг/мин	2,3–7,0	3,0–8,5	1,3–3,5	1,0–3,5
Продолжительность, ч-мин:				
• плавки	7–20	6–30	9–20	8–10
• плавления	6–00	5–00	6–00	6–00
• вспомогательных операций	1–20	1–30	3–20	2–10
Производительность, кг/ч	125–171	182–214	77–156	64–161
Простои, % календарного времени	5	4	14,13	10,5
Годовая производительность, т/год	1044–1427	1531–1800	577–1173	563–1266
Расход металла при переплаве, т/т	1,035	1,045	1,050	1,035
В том числе: • огарок	0,033	0,040	0,030	0,030
• угар	0,002	0,005	0,020	0,005
Удельные капитальные вложения, \$/т	300–491	78–176	328–667	190–479

По своим возможностям и сортаменту марок стали более близки друг к другу ЭШП и ВДП, ЭЛП и ПДП.

Процессы переплава проходят в несколько стадий:

- 1) расплавление расходного электрода (штанги) и формирование капли на его торце;
- 2) перенос капли к поверхности ванны через атмосферу (через вакуум, шлак);
- 3) пребывание металла в жидком состоянии в ванне;
- 4) кристаллизация металла и формирование слитка.

Условия протекания физико-химических процессов на каждой стадии различны. Эффективно развиваются процессы рафинирования в пленке жидкого металла на торце оплавленной штанги. Толщина этой пленки измеряется десятными долями миллиметра, она имеет весьма большую удельную поверхность, что ускоряет массоперенос к границе раздела фаз. При формировании капли в электронно-лучевой печи уже с торца штанги удаляется до 70—80 % примесей цветных металлов и до 40—50 % имеющегося азота.

При всех методах переплава рафинирование в самой капле не может получить заметного развития из-за незначительного времени, в течение которого капля находится в пути (около 0,1 с) и относительно небольшой ее удельной поверхности. Дальнейшее взаимодействие металла со шлаком или атмосферой развивается на поверхности металлической ванны.

Кислород удаляется при всех способах переплава в связанном виде — в форме неметаллических включений, которые при бесшлаковых переплавах концентрируются на поверхности ванны в виде пленок или ассимилируются шлаком. Отмечено, что полнота удаления неметаллических включений должна повышаться с уменьшением скорости наплавления слитка.

При электронно-лучевом переплаве в связи с более высокой температурой поверхности и меньшей скоростью наплавления удаление кислорода в виде оксида углерода получает большее развитие, чем при других способах. Наиболее эффективным процессом переплава для удаления азота является электронно-лучевой.

Удаление примесей цветных металлов (Pb, Bi, Sb, Sn), обладающих в чистом виде высокой упругостью пара, наиболее полно протекает при вакуумных процессах. Относительно высокое давление при ПДП, а также наличие шлакового покрова при ЭШП замедляет уда-

ление примесей цветных металлов. При оптимальных режимах ЭЛП из сплавов на основе железа и никеля удастся удалить 97–99 % Pb и Bi, 70–90 % Sn и 60–80 % Cu [21].

При бесшлаковых процессах не достигается заметного удаления серы. Незначительная десульфурация наблюдается только при переплаве в вакууме высокоуглеродистых сталей и сплавов с повышенным содержанием кремния. Глубокая десульфурация стали может быть осуществлена при электрошлаковом, плазменно-дуговом и вакуумно-дуговом переплавах под шлаком. Фосфор при всех процессах переплава не удаляется.

Технико-экономические показатели рафинирующих переплавов

Экономическая эффективность всех видов переплава реализуется преимущественно в сфере потребления за счет значительного повышения качества металлопродукции [21].

В сфере производства экономия определяется улучшением использования металла в сравнении с обычной выплавкой (снижением или ликвидацией обрезки донной и прибыльной части слитка перед ковкой и др.).

Технико-экономические показатели ЭШП и ВДП

Сортамент этих видов переплава охватывает очень широкий круг сталей с преобладанием в сортаменте ЭШП шарикоподшипниковых и конструкционных марок сталей, ВДП — конструкционных, жаропрочных и нержавеющей марок сталей и многих сплавов. Преимуществами ЭШП являются возможность работы на переменном токе и получения слитка произвольной формы с хорошей поверхностью, отсутствие вакуумного оборудования. По качеству металла в ряде случаев ЭШП приближается к ВДП. Годовая производительность (см. табл. 8.1) электрошлаковой печи в черновых слитках выше производительности вакуумно-дуговой печи, равной массы слитка. Это объясняется большей интенсивностью переплава в печи ЭШП, чем в ВДП, и меньшими простоями на ремонтах из-за отсутствия сложно-

го оборудования. Зачистка электродов и обдирка слитков ВДП повышают сквозной расход металла, т/т:

	ЭШП	ВДП
Изготовление электродов	1,240	1,240
Зачистка электродов	—	1,080
Переplав электродов	1,045	1,035
Обдирка слитков	—	1,060
Сквозной расходный коэффициент	1,295	1,477

ВДП характеризуется большими капитальными затратами на переплав электродов в сравнении с ЭШП вследствие большей стоимости установок и здания цеха в расчете на единицу производительности, что увеличивает приведенные затраты на производство переплавленных слитков. Производство слитков ВДП, в частности по марке I2X2H4A, на 35 % дороже, чем производство слитков ЭШП, поэтому в целом использование ВДП оправдано лишь для производства тех марок сталей и сплавов, требуемое качество которых не может быть обеспечено электрошлаковым переплавом.

Технико-экономические показатели ЭЛП и ПДП

В себестоимости металла ЭЛП и ПДП значительную долю (24–73 %) занимают расходы по переделу. Перспективное снижение цен на аргон (с 1,6 до 0,5 \$/м³) позволяет ожидать снижения расходов по переделу при ПДП в 1,3 раза.

Высокая стоимость переплава на установках ЭЛП и ПДП (до 400 \$/т) предполагает эффективность передела преимущественно специальных сталей и сплавов высокой стоимости. По качеству металл, полученный в этих видах переплава, примерно одинаковый. Необходимость создания глубокого вакуума в печах ЭЛП значительно усложняет их конструкцию и значительно снижает фактическое время их работы. ЭЛП и ПДП характеризуются практически одинаковой скоростью переплава, но в общей длительности плавки на печах ЭЛП длительность подготовительно-заключительных операций примерно в 1,5 раза больше, чем на печах ПДП, что вместе с большими затратами времени на ремонты обуславливает меньшую производительность печей ЭЛП (табл. 8.1).

Заключение

Переплавные процессы различаются типом и видом нагрева, а следовательно, формой и глубиной жидкой ванны при переплаве. Последние определяют направление кристаллизации металла при формировании слитка — осевое или радиальное.

Наибольшая глубина ванны наблюдается при ВДП и ЭШП. Появление светлого контура в слитках ВДП конструкционной стали считают неопасными и, в целях повышения производительности, работают на больших токах и с более глубокой ванной. При ЭШП оптимальной считают ванну с глубиной, равной половине диаметра. При ЭЛП ванна не глубокая, плоская. Форму и глубину жидкой ванны при ПДП формируют размещением плазмотронов.

Список библиографических ссылок

1. Электронная плавка металла / Г. Ф. Заборонок, Т. И. Зеленцов, А. С. Ронжин, Б. Г. Соколов. — М. : Metallurgy, 1965. — 291 с.
2. Григорян В. А. Теоретические основы электросталеплавильных процессов / В. А. Григорян, Л. Н. Белянчиков, А. О. Стомахин. — 2-е изд. — М. : Metallurgy, 1987. — 272 с.
3. Электрометаллургия стали и ферросплавов : учебник для вузов / Д. Я. Поволоцкий, М. А. Рошин М. А. Рысс, А. И. Строганов, М. А. Ярцев. — М. : Metallurgy, 1984. — 568 с.
4. Бакст В. Я. Спецэлектрометаллургия сталей и сплавов : конспект лекций / В. Я. Бакст. — Мариуполь : ПГТУ, 2007. — 90 с.
5. Луценко В. Т. Специальные процессы электроплавки стали : учеб. пособие / В. Т. Луценко, В. А. Павлов, С. П. Бурмасов. — Екатеринбург : УГТУ-УПИ, 2009. — 67 с.
6. Мозберг Р. К. Материаловедение: учебное пособие / Р. К. Мозберг. — М. : Высш. шк., 1991. — 448 с.
7. Плавка и литье титановых сплавов / А. Л. Андреев [и др.] — М. : Metallurgy, 1994. — 368 с.
8. Корнилов И. И. Титан / И. И. Корнилов. — М. : Наука, 1975. — 305 с.
9. Титан для чайников: научно-популярное издание / М. Воронкова и др. — Березники-Верхняя Салда, 2012. — 160 с.
10. Неуструев А. А. Вакуумные гарнисажные печи / А. А. Неуструев, Г. Л. Ходоровский. — М. : Metallurgy, 1967.
11. Елешкевич Е. В. Гарнисажная плавильная установка для производства титана // Титан. 2004. — № 2. — С. 47.
12. ТИ-32—007-Л. Технологическая инструкция. Технология производства слитков первого перепада из сплавов на основе титана методом вакуумной дуговой гарнисажной плавки. Верхняя Салда : изд-во ОАО «ВСМПО — АВИСМА», 2007.

13. Сергеев В. В. Металлургия титана / В. В. Сергеев, А. Б. Безукладников. — М. : Metallurgy, 1979. — 264 с.
14. Ключев М. М. Электрошлаковый переплав / М. М. Ключев, С. Е. Волков. — М. : Metallurgy, 1984. — 208 с.
15. Электрошлаковый переплав. Раздел курса «Специальные процессы электроплавки» / Сост. Е. А. Казачков, А. Д. Чепурной. — Мариуполь : ПГТУ, 1995. — 82 с.
16. Латаш Ю. В. Электрошлаковый переплав / Ю. В. Латаш, Б. И. Медовар. — М. : Metallurgy, 1970. — 240 с.
17. Электрошлаковый переплав / Б. И. Медовар, Ю. В. Латаш [и др.] — М. : Metallurgy, 1963. — 170 с.
18. ТИ-262–001. Технологическая инструкция. Технология производства слитков ферротитана методом электрошлаковой плавки. Верхняя Салда : изд-во ОАО «ВСМПО — АВИСМА», 2007.
19. Казачков Е. А. Электронно-лучевой переплав. Раздел курса «Специальные процессы электроплавки» / Е. А. Казачков, А. Д. Чепурной. — Мариуполь : ПГТУ, 1993. — 38 с.
20. Моргунов В. Н. Печи литейных цехов. Характеристика, анализ, классификация : учеб. пособие / В. Н. Моргунов. — Пенза : ПГУ, 2009. — 179 с.
21. Ключев М. М. Плазменно-дуговой переплав / М. М. Ключев. — М. : Metallurgy, 1980. — 256 с.
22. Фомин Н. И. Электрические печи и установки индукционного нагрева : учебник для техникумов / Н. И. Фомин, Л. М. Затуловский. — М. : Metallurgy, 1979. — 247 с.
23. Матюхин В. И. Конструкция и расчет индукционных тигельных печей : учеб. пособие / В. И. Матюхин. — Екатеринбург : УГТУ-УПИ, 2003. — 61 с.
24. Фарбман С. А. Индукционные печи для плавки металлов и сплавов / С. А. Фарбман, И. Ф. Колобнев. — М. : Metallurgy, 1968. 496 с.
25. Еднерал Ф. П. Электрометаллургия стали и ферросплавов / Ф. П. Еднерал. — М. : Metallurgy, 1963. — 640 с.

Учебное издание

Павлов Валентин Андреевич
Лозовая Елизавета Юрьевна
Бабенко Анатолий Алексеевич

**СПЕЦЭЛЕКТРОМЕТАЛЛУРГИЯ
СТАЛЕЙ И СПЛАВОВ**

Редактор О. В. Протасова
Верстка О. П. Игнатьевой
Компьютерный набор Е. Ю. Лозовой

Подписано в печать 02.07.2018. Формат 70×100/16.
Бумага офсетная. Цифровая печать. Усл. печ. л. 13,5.
Уч.-изд. л. 9,3. Тираж 50 экз. Заказ 97

Издательство Уральского университета
Редакционно-издательский отдел ИПЦ УрФУ
620049, Екатеринбург, ул. С. Ковалевской, 5
Тел.: +7 (343) 375-48-25, 375-46-85, 374-19-41
E-mail: rio@urfu.ru

Отпечатано в Издательско-полиграфическом центре УрФУ
620083, Екатеринбург, ул. Тургенева, 4
Тел.: +7 (343) 358-93-06, 350-58-20, 350-90-13
Факс: +7 (343) 358-93-06
<http://print.urfu.ru>

